GESAMTBERICHT
ZWEITE WELTKRAFTKONFERENZ

TRANSACTIONS
SECOND WORLD POWER CONFERENCE

COMPTE RENDU
DEUXIÈME CONFÉRENCE MONDIALE DE L'ÉNERGIE

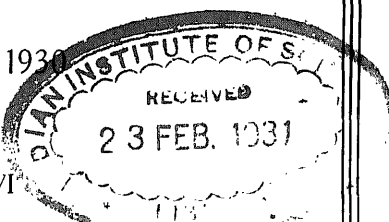
BERLIN 1930

BAND VI

Feste Brennstoffe und allgemeine Wärmewirtschaft

Solid Fuels and Heat and Power Economics

Combustibles solides et problèmes économiques
de l'énergie et de la chaleur

VDI-VERLAG GMBH
BERLIN NW 7

Schriftleitung — Editors — Rédacteurs

Dipl.-Ing. F. zur Nedden
Dr.-Ing. C. Th. Kromer

BAND VI

INHALTVERZEICHNIS
TABLE OF CONTENTS
TABLE DES MATIÈRES

Section 9

Brennstoff-, Kraft- und Wärmewirtschaft in einzelnen Ländern
Fuel, Power and Heat Economics in Individual Countries
Problème économique des combustibles, de l'énergie et de la chaleur dans différents pays

Section 12

Feste Brennstoffe, Gewinnung, Handel und Verarbeitung
Solid Fuels, Production, Trade and Treatment
Combustibles solides, leur production, leur commerce et leur traitement

Section 9

BRENNSTOFF-, KRAFT- UND WÄRMEWIRTSCHAFT IN EINZELNEN LÄNDERN

FUEL, POWER AND HEAT ECONOMICS IN INDIVIDUAL COUNTRIES

PROBLÈME ÉCONOMIQUE DES COMBUSTIBLES, DE L'ÉNERGIE ET DE LA CHALEUR DANS DIFFÉRENTS PAYS

Vorsitzender Chairman Président

Ing. Carlos Cecchi (Argentinien)

Stellvertr. Vorsitzender Vice Chairman Vice-Président

Ministerialrat G. von Feyér (Ungarn)

Beisitzer Assistant Assesseur

Dr.-Ing. H. Albrecht (Deutschland)

Generalberichterstatter General Reporter Rapporteur Général

Prof. Dr.-Ing. W. Pauer (Deutschland)

Ungarn

Die Energiebilanz und ihre Gestaltung in den Staaten Mitteleuropas

Ungarisches Nationalkomitee

Dipl.-Ing. E. Haidegger

Die wirtschaftliche Entwicklung nicht nur einzelner Nationen bzw. Staaten, sondern ganzer Erdteile hängt bekanntlich von der Förderung und der rationellen Einstellung der Produktion ab. Die Faktoren der Produktion sind nach der Volkswirtschaftslehre: die Natur, die Arbeit und das Kapital. Die Natur beteiligt sich wieder eigentlich in zwei Formen an der Produktion, diese beiden Faktoren sind: das Material und die Kraft bzw. Energie. Untersucht man nun die Bedeutung dieser vier Produktionsfaktoren aus dem Gesichtspunkte unserer heutigen wirtschaftlichen Einrichtungen, so kann man feststellen, daß

A. bezüglich *der Arbeit*, worunter die auf die Produktion gerichtete zielbewußte menschliche Tätigkeit zu verstehen ist, überall — besonders aber auf dem europäischen Kontinent — ein Überangebot vorhanden ist, die Arbeitslosigkeit ist ja das negative Maß der rationellen Wirtschaftspolitik der einzelnen Staaten;

B. *Das Kapital* besitzt praktisch eine unbegrenzte Bewegungsmöglichkeit, sucht selbst Placierung in der rationellen Produktion, ist seiner Natur gemäß Konjunktur-Forscher und außerdem ein Produktionsfaktor zweiter Ordnung, nachdem es eigentlich auch selbst aus anderen Produktionsfaktoren entsteht;

C. *das Material* ist einer der wichtigsten Produktionsfaktoren, seine Bedeutung hat zwar abgenommen, seitdem — hauptsächlich als eine Folge der Notwirtschaft im Weltkriege — der gegenseitige Ersatz der Rohmaterialien durch die rapide Entwicklung der Technik in immer breiterem Rahmen Platz greift und die Entwicklung auf diesem Gebiete noch ganz unabsehbare Perspektive bietet;

D. *die Kraft*, also die Gesamtheit der zur Verfügung stehenden Naturkräfte, bildet demgegenüber entschieden den allerwichtigsten und unersetzbaren Produktionsfaktor der modern eingerichteten wirtschaftlichen Produktion.

Das vergangene Jahrhundert bezeichnen wir mit Recht als das Zeitalter der technischen Erfindungen, im gegenwärtigen Jahrhundert hat die Weiterentwicklung der Menschheit demgegenüber die Gegenwirkung der Technik und der Wirtschaft zu fördern, was sich einerseits

in der wirtschaftlichen Ausbeute der technischen Erfindungen, anderseits in der — durch technischen Geist und Seele erfüllten — Förderung unserer ganzen Wirtschaft geltend machen wird.

Aus all' dem geht hervor, daß die Ausnutzung und Verwertung der Naturkräfte, also aller Energien, den wichtigsten Teil dieser Aufgabe bildet, und so wird die stets zunehmende Bedeutung der Energiewirtschaft im Reiche der wirtschaftlichen Probleme leicht begreiflich.

In weiterem Sinne ist eine jede Naturerscheinung und ein jeder Lebenslauf gleichwie eine energiewirtschaftliche Frage, praktisch genommen kommen jedoch nur jene energetischen Erscheinungen in Betracht, die aus dem Gesichtspunkte der Deckung irgendeines Lebensbedürfnisses der Menschheit von Bedeutung sind. Diese können in zwei große Gruppen geteilt werden, und zwar in organische und unorganische Energien. In die erste Gruppe gehören z. B. die menschlichen Muskel- und Geistes-Energien und die zur Ergänzung bzw. Erhaltung derselben dienenden Ernährungs-, Rassenerhaltungs- u. a. Prozesse, in die zweite Gruppe gehören die zur Deckung anderer, indirekten Lebensbedürfnisse des Menschen dienenden Energien und die dieselben transformierenden Prozesse.

Um ein Bild über die Größe dieser Energiemengen zu erhalten, widmen wir ein Augenmerk der Tafel 1, auf welcher der gesamte Energiebedarf der 1867 Millionen zählenden Bevölkerung der Erde zusammengestellt ist.

Wie ersichtlich, entfallen auf jeden einzelnen Menschen pro Jahr 8,72 Millionen kcal unorganische und 0,73 Millionen kcal organische Energien, insgesamt also 9,45 Millionen Kalorien. Im Durchschnitt hat

Tafel 1

Jahresbedarf der Gesamtbevölkerung von 1867 Millionen Menschen:		
a. an organischer Energie:		
täglich und pro Kopf ca. 2000 Kalorien, insgesamt also		*1 360 Billionen Kalorien (10^{12} kcal)*
b. an unorganischer Energie:		
1 400 Millionen t Kohle	mit einem Energiewerte von 8 400 Billionen Kalorien (10^{12} kcal)	
170 Millionen t Erdöl	mit einem Energiewerte von 1 700 „ „	
35 000 Millionen m³ Erdgas	mit einem Energiewerte von 350 „ „	
400 Millionen t Brennholz	mit einem Energiewerte von 1 600 „ „	
28,8 Millionen PS Wasserkräfte	mit einem Energiewerte von 4 200 „ „	
	Sa. 16 250 Billionen Kalorien	*16 250 Billionen Kalorien*
Somit entfallen auf jeden Menschen pro Jahr:		
a. an organischer Energie	0,73 Millionen Kalorien (10^6 kcal)	
b. „ unorganischer „	8,72 „ „	
	Sa. *9,45 × 10^6 Kalorien*	

also ein jeder Erdbewohner zur Deckung seiner — man könnte sagen — Kulturbedürfnisse ungefähr das 11-fache an Kalorien notwendig, als was seine unmittelbare Ernährung bedingt. Ein Teil dieser unorganischen Energiemenge wird dann indirekt wieder zur Erzeugung von organischer Energie verbraucht.

Ein bedeutender Teil des Bedarfes an unorganischer Energie stammt aus dem Heizbedarfe: so z. B. fast der gesamte Brennholzverbrauch von 1600 Billionen kcal pro Jahr, dann aus dem Kohlenverbrauche etwa 600 Millionen Tonnen bzw. dementsprechend weitere 3600 Billionen Kalorien pro Jahr, also 2,78 Millionen kcal pro Kopf und pro Jahr, somit etwa $^1/_3$ Teil des unorganischen Energiebedarfes. Der restliche $^2/_3$ Teil dient fast ausschließlich zur Deckung von Kulturbedürfnissen der Menschheit.

Wenn man auf Grund der Einheitspreise der verschiedenen Heizmaterialien den Durchschnittswert des unorganischen Energiebedarfes berechnet, so gelangt man zu dem Ergebnis, daß 1 Million Kalorien (10^6 kcal) ungefähr 7 Mark kosten, so daß der unorganische Energiebedarf eines jeden Menschen einen Wert von etwa 64 Mark pro Jahr darstellt. Diese Durchschnittswerte weisen in den verschiedenen Erdteilen und Ländern natürlich wesentliche Abweichungen auf.

Unsere Aufgabe besteht jedoch nicht in der Behandlung der Welt-Energiewirtschaft, um so weniger, als das Studium der Energiewirtschaft allein abgegrenzter Wirtschaftsgebiete von praktischer Bedeutung sein kann. Je größer das Gebiet eines Landes, um so geregelter und von selbst ausgeglichener sind seine Verhältnisse auf dem Gebiete der Energiewirtschaft und umgekehrt, je mehr zerfallen eine geographische Einheit ist, um so schwieriger gestalten sich die energiewirtschaftlichen Verhältnisse der einzelnen Teile derselben.

Das durch die Friedensdiktate nach dem Weltkrieg zerstückelte Europa und insbesondere dessen kontinentaler Teil, das sogenannte Mitteleuropa, bietet ein überaus interessantes Beispiel der voneinander oft so sehr abweichenden und zumeist vor schwierige Fragen gestellten Energiewirtschaft der kleinen Wirtschaftseinheiten. Die geographischen Grenzen des Begriffes „Mitteleuropa" sind eigentlich nicht genau präzisiert, vom energiewirtschaftlichen Gesichtspunkte erweist sich die Abgrenzung folgender Länder als begründet: Frankreich, Belgien, Niederlande, Italien, Schweiz, Deutschland, Österreich, Polen, Tschechoslowakei, Ungarn, Jugoslawien, Rumänien und Bulgarien.

Die übrigen Länder des europäischen Kontinentes führen entweder eine ganz unabhängige Energiewirtschaft, oder sie stehen mit überseeischen Gebieten im Kooperationsverhältnis. So ist z. B. Dänemark — durch immer festere Bande auf diesem Gebiete — mit den skandinavischen Staaten verbunden, Spanien, Portugal und Griechenland sind auf eine, vom Kontinent fast gänzlich unabhängige Energiewirtschaft eingestellt, sind auf bedeutenden Energieimport angewiesen, der vornehmlich durch englische Kohlen gedeckt wird. Die baltischen

Staaten sind zwar bedeutende Konsumenten der schlesischen Kohlen, doch ist die Wirkung ihrer Energiewirtschaft auf die Verhältnisse in Mitteleuropa kaum von Bedeutung. Als vollständig isoliert gilt in dieser Hinsicht Rußland, welcher Staat vom energiewirtschaftlichen Gesichtspunkte — ähnlich wie die Türkei — viel mehr mit dem mächtigen Kontinent Asien in organischem Zusammenhange steht.

Wenn man sich nun über die Energiewirtschaft dieser Länder ein übersichtliches und zum gegenseitigen Vergleich geeignetes Bild schaffen will, so muß die Energiebilanz der in Frage stehenden Länder im einzelnen aufgestellt werden. Auf Grund der zur Verfügung stehenden, üblichen statistischen Daten wurden bisher gewöhnlich nur die Energievorräte der einzelnen Gebiete, so z. B. die Kohlen-, Öl- und Torfvorräte, ausbauwürdige Wasserkräfte usw. bearbeitet, was aus dem Gesichtspunkte der Schätzung der zur Verfügung stehenden Naturkräfte eines Landes gewiß sehr wichtig ist. Demgegenüber ist es aus naheliegenden wirtschaftlichen Gründen von erhöhter Wichtigkeit, die sich durch Gegenüberstellung des jährlichen Energiebedarfes und der Energieerzeugung ergebende Energiebilanz des betreffenden Landes zu kennen, nachdem uns bei diesen, zur Aufgabe gestellten energiewirtschaftlichen Untersuchungen — um eine Analogie aus der Handelswelt zu gebrauchen — nicht so sehr das „Soll- und Haben-Konto", als vielmehr das „Gewinn- und Verlust-Konto" interessieren müssen.

Auf Grund dieser Prinzipien wurden die untenstehenden 13 Energiebilanzen der in Frage stehenden europäischen Staaten zusammengestellt (Tafel 2—14), u. zw. nach folgenden Gesichtspunkten: Die erste Säule der Bilanz enthält die Ziffern über den bestehenden Bedarf an den verschiedenen Brennmaterialien, die zweite Säule die inländische Erzeugung in denselben und die dritte Säule den sich ergebenden Ausfall bzw. Überschuß (als negativen Ausfall), in allen 3 Säulen sowohl in Gewichtseinheiten, als auch in Wärmeeinheiten ausgedrückt. Die Angaben der dritten Säule stammen aus den amtlichen statistischen Daten über den Handelsverkehr der einzelnen Staaten, u. zw. jeweils als das Saldo des erzielten Exportes und Importes in den betreffenden Brennmaterialien. Die in der zweiten Säule angeführten Daten konnten nur sehr schwer eingeholt werden, und es ist einfach erstaunlich, welchem Mangel der regelmäßigen Statistik man auf diesem Gebiete noch gegenübersteht. Aus den Angaben der 2. und 3. Säulen erfolgte dann die Auswertung der Ziffern in der ersten Säule, die den Energiebedarf des betreffenden Landes darstellen.

Unter den Brennstoffen mußten außer den primären Energieträgern, wie: Steinkohle, Braunkohle (Lignit), Torf, Brennholz, Erdöl und Erdgas auch die sekundären Energieträger in die Bilanz eingereiht werden, bei diesen ist jedoch allein der der Einfuhr bzw. Ausfuhr entsprechende Mangel bzw. Überschuß von Einfluß auf die Gestaltung der Energiebilanz, weshalb die Produktion bei diesen Brennmaterialien außer acht gelassen werden kann, zumal diese ja, wie Koks,

Tafel 2

Deutsches Reich: 471 371 km², 63 302 000 Einwohner. Einfuhr: 13 146 Millionen Mark, Ausfuhr: 8838 Millionen Mark

Energieträger	Bedarf		Produktion		Ausfall (Einfuhr)		Einfuhr	Ausfuhr
	Tonnen	10^{12} kcal	Tonnen	10^{12} kcal	Tonnen	10^{12} kcal	Millionen Mark	
Steinkohle	109 697 500	767,88	145 363 000	1017,54	—35 665 500	—249,66	—	922,80
Braunkohle (Lignit)	141 814 000	496,35	139 877 500	489,57	1 936 500	6,78		
Torf	680 000	1,36	700 000	1,40	—20 000	—0,04		
Koks	—11 242 400	—78,70	—	—	—11 242 400	—78,70		
Brennholz	12 163 000	48,65	12 293 000	49,17	—130 000	—0,52	—	0,79
Holzkohle	—2 000	—0,01	—	—	—2 000	—0,01		
Erdöl	306 700	3,07	95 400	0,95	211 300	2,12	284,50	—
Dieselöl	309 900	3,10	—	—	309 900	3,10		
Benzin	427 200	4,27	—	—	427 200	4,27		
Wasserkraft (1,1 Mill. PS)	1530 Mill. kWh	13,77	1530 Mill. kWh	—	—	—		
Elektrische Energie	230 ,, ,,	2,07	—	—	230 Mill. kWh	2,07	11,50	—
		1261,81		1572,40		—310,59	Ausfuhr: 627,59 Millionen Mark	
		100 %		*145,36 %*		*—45,36 %*		

Gesamtproduktion an elektrischem Strom: 20 500 Mill. kWh/Jahr, das sind $184{,}50 \times 10^{12}$ Kalorien, Elektrifizierungsfaktor: *14,64 %*

Spezifischer Energiebedarf: *$19{,}93 \times 10^6$* Kalorien/Einwohner

Tafel 3

Frankreich: 550 986 km², 40 446 000 Einwohner. Einfuhr: 7320 Millionen Mark, Ausfuhr: 7560 Millionen Mark

Energieträger	Bedarf		Produktion		Ausfall (Einfuhr)		Einfuhr	Ausfuhr
	Tonnen	10^{12} kcal	Tonnen	10^{12} kcal	Tonnen	10^{12} kcal	Millionen Mark	
Steinkohle	67 216 000	470,51	44 019 000	308,13	23 197 000	162,38	561,20 (Steinkohle bis Koks)	—
Braunkohle (Lignit)	963 000	3,37	963 000	3,37	—	—		
Torf	24 000	0,05	24 000	0,05	—	—		
Koks	4 875 000	34,13	—	—	4 875 000	34,13		
Brennholz	7 782 000	31,13	7 972 000	31,89	— 190 600	—0,76	— (Brennholz, Holzkohle)	1,29
Holzkohle	—26 000	—0,18	—	—	—26 000	—0,18		
Rohöl	4 200	0,04	5 700	0,06	—1 500	—0,02	353,88 (Rohöl bis Benzin)	—
Dieselöl	288 900	2,89	—	—	288 900	2,89		
Benzin	892 200	8,92	—	—	892 200	8,92		
Wasserkraft (2,1 Mill. PS)	3360 Mill. kWh	30,24	3360 kWh	30,24	—	—	15,50 (Wasserkraft, Elektrische Energie)	—
Elektrische Energie	310 „ „	2,79	—	—	310 Mill. kWh	2,79		
		583,89		373,74		210,15	Einfuhr: 929,29 Millionen Mark	
		100 %		*64,00 %*		*36,00 %*		

Gesamtproduktion an elektrischem Strom: 9,800 Mill. kWh/Jahr, das sind $88{,}20 \times 10^{12}$ Kalorien, Elektrifizierungsfaktor: *15,10 %*

Spezifischer Energiebedarf: $14{,}48 \times 10^{5}$ Kalorien/Einwohner

Tafel 4

Belgien: 30 484 km², 7 745 000 Einwohner. Einfuhr: 2970 Millionen Mark, Ausfuhr: 2420 Millionen Mark.

Energieträger	Bedarf		Produktion		Ausfall (Einfuhr)		Einfuhr	Ausfuhr
	Tonnen	10^{12} kcal	Tonnen	10^{12} kcal	Tonnen	10^{12} kcal	Millionen Mark	
Steinkohle	29 285 000	204,99	25 260 000	176,82	4 025 000	28,17	118,80 (Steinkohle, Braunkohle, Koks)	—
Braunkohle (Torf)	155 800	0,47	—	—	155 800	0,47		
Koks	1 815 000	12,70	—	—	1 815 000	12,70		
Brennholz	678 900	2,71	650 000	2,60	28 900	0,11	0,16 (Brennholz, Holzkohle)	—
Holzkohle	—2 700	—0,02	—	—	—2 700	—0,02		
Rohöl	145 500	1,46	—	—	145 500	1,46	108,30 (Rohöl, Dieselöl, Benzin)	—
Dieselöl	105 800	1,06	—	—	105 800	1,06		
Benzin	109 800	1,10	—	—	109 800	1,10		
Wasserkraft	—	—	—	—	—	—		
Elektrische Energie	—10 Mill. kWh	—0,09	—	—	—10 Mill. kWh	—0,09	—	0,50
		224,38		179,42		44,96	Einfuhr: 226,76 Millionen Mark	
Gesamtproduktion an elektrischem Strom:		*100 %*		*79,96 %*		*20,04 %*		

3160 Millionen kWh/Jahr, das sind

28,44 × 10^{12} Kalorien, Elektrifizierungsfaktor: *12,67 %*

Spezifischer Energiebedarf: *28,97 × 10^6* Kalorien/Einwohner

Tafel 5

Polen: 386 634 km² 28 880 000 Einwohner

Einfuhr: 794 Millionen Mark, Ausfuhr: 673 Millionen Mark

Energieträger	Bedarf		Produktion		Ausfall (Einfuhr)		Einfuhr	Ausfuhr
	Tonnen	10^{12} kcal	Tonnen	10^{12} kcal	Tonnen	10^{12} kcal	Millionen Mark	
Steinkohle	21 059 900	147,42	35 766 900	250,37	—14 707 000	—102,95		
Braunkohle (Torf)	76 000	0,27	76 000	0,27	—	—	—	292,80
Koks	63 400	0,44	—	—	63 400	0,44		
Brennholz	2 700 000	10,80	2 700 000	10,80	—	—	—	—
Holzkohle	—	—	—	—	—	—		
Rohöl	780 100	7,80	796 100	7,96	—16 000	—0,16		
Dieselöl	—252 400	—2,52	—	—	—252 400	—2,52	—	103,80
Benzin	—77 700	—0,78	—	—	—77 700	—0,78		
Erdgas	40 640 000 m³	0,41	40 640 000 m³	0,41	—	—		
Wasserkraft (85 000 PS) ..	146 Mill. kWh	1,31	146 Mill. kWh	1,31	—	—	—	0,50
Elektrische Energie	—10 ,, ,,	—0,09	—	—	—10 Mill. kWh	—0,09		
		155,06		271,12		—106,06	Ausfuhr: 397,10 Millionen Mark	
Gesamtproduktion an elektrischem Strom:		*100 %*		*164,25 %*		*—64,25 %*		

Tafel 6

Tschechoslowakei: 140 352 km², 14 150 000 Einwohner. Einfuhr: 2200 Millionen Mark, Ausfuhr: 2340 Millionen Mark

Energieträger	Bedarf		Produktion		Ausfall (Einfuhr)		Einfuhr	Ausfuhr
	Tonnen	10^{12} kcal	Tonnen	10^{12} kcal	Tonnen	10^{12} kcal	Millionen Mark	
Steinkohle	12 851 300	89,96	14 177 000	99,24	—1 325 700	—9,28		
Braunkohle	15 695 700	54,93	18 515 700	64,80	—2 820 000	—9,87	—	55,30
Koks	—311 700	—2,18	—	—	—311 700	—2,18		
Brennholz	2 376 100	9,50	2 992 000	11,97	—615 900	—2,47	—	4,01
Holzkohle	—51 800	—0,36	—	—	—51 800	—0,36		
Rohöl	109 000	1,09	22 100	0,22	86 900	0,87		
Dieselöl	47 500	0,48	—	—	47 500	0,48	58,83	—
Benzin	61 700	0,62	—	—	61 700	0,62		
Wasserkraft (155 000 PS)	248 Mill. kWh	2,23	248 Mill. kWh	2,23	—	—	0,30	
Elektrische Energie	7 „ „	0,06	—	—	7 Mill. kWh	0,06		—
		156,33		178,46		—22,13	Ausfuhr: 0,18 Millionen Mark	
		100 %		*114,15 %*		*— 14,15 %*		

Gesamtproduktion an elektrischem Strom:
1350 Mill. kWh, das sind
12,15 × 10^{12} Kalorien, Elektrifizierungsfaktor: *7,77 %*

Spezifischer Energiebedarf: *11,05 × 10^{6}* Kalorien/Einwohner

Tafel 7

Italien: 310 122 km², 39 400 000 Einwohner — Einfuhr: 5740 Millionen Mark, Ausfuhr: 4100 Millionen Mark

Energieträger	Bedarf		Produktion		Ausfall (Einfuhr)		Einfuhr	Ausfuhr
	Tonnen	10^{12} kcal	Tonnen	10^{12} kcal	Tonnen	10^{12} kcal	Millionen Mark	
Steinkohle	11 166 900	78,17	19 000	0,13	11 147 900	78,04	239,40 (Steinkohle, Braunkohle, Koks, Torf)	—
Braunkohle (Lignit)	1 227 500	4,30	1 098 000	3,84	129 500	0,46		
Koks	749 800	5,25	—	—	749 800	5,25		
Torf	83 700	0,17	83 700	0,17	—	—		
Brennholz	4 952 700	19,71	4 500 000	18,00	452 700	1,71	3,38 (Brennholz, Holzkohle)	—
Holzkohle	110 800	0,78	—	—	110 800	0,78		
Rohöl	170 700	1,71	4 600	0,05	166 100	1,66	138,00 (Rohöl, Dieselöl, Benzin)	—
Dieselöl	77 200	0,77	—	—	77 200	0,77		
Benzin	216 600	2,17	—	—	216 600	2,17		
Wasserkraft (1 800 000 PS)	2880 Mill. kWh	25,92	2880 Mill. kWh	25,92	—	—	17,00 (Wasserkraft, Elektrische Energie)	—
Elektrische Energie	340 „ „	3,06	—	—	340 Mill. kWh	3,06		
		142,01		48,11		93,90	Einfuhr: 397,78 Millionen Mark	
		100 %		*33,17 %*		*66,83 %*		

Gesamtproduktion an elektrischem Strom: 7500 Mill. kWh, das sind 67,50 × 10^{12} Kalorien, Elektrifizierungsfaktor: *17,60 %*

Spezifischer Energiebedarf: *3,60 × 10⁶* Kalorien/Einwohner

Tafel 8

Niederlande: 34 201 km², 7 416 000 Einwohner

Einfuhr: 4140 Millionen Mark, Ausfuhr: 3060 Millionen Mark

Energieträger	Bedarf		Produktion		Ausfall (Einfuhr)		Einfuhr	Ausfuhr
	Tonnen	10^{12} kcal	Tonnen	10^{12} kcal	Tonnen	10^{12} kcal	Millionen Mark	
Steinkohle	15 334 800	107,33	8 649 900	60,55	6 684 900	46,78	120,41 (Steinkohle bis Koks)	—
Braunkohle (Lignit.), Torf	547 700	1,42	511 200	1,34	36 500	0,08		
Koks	—678 500	—4,75	—	—	—678 500	—4,75		
Brennholz	355 200	1,42	350 000	1,40	5 200	0,02	0,05 (Brennholz, Holzkohle)	—
Holzkohle	3 000	0,02	—	—	3 000	0,02		
Rohöl	294 500	2,94	—	—	294 500	2,94	214,71 (Rohöl bis Benzin)	—
Dieselöl	292 200	2,92	—	—	292 200	2,92		
Benzin	129.000	1,29	—	—	129 000	1,29		
Wasserkraft (—PS)	—	—	—	—	—	—	0,01 (Wasserkraft, Elektrische Energie)	—
Elektrische Energie	3 Mill. kWh	0,03	—	—	3 Mill. kWh	0,03		
		112,62		63,29		49,33	Einfuhr: 335,18 Millionen Mark	
		100 %		*56,19 %*		*43,81 %*		

Gesamtproduktion an elektrischem Strom: 1600 Mill. kWh, das sind $14{,}40 \times 10^{12}$ Kalorien, Elektrifizierungsfaktor: *12,78 %*

Spezifischer Energiebedarf: *$16{,}53 \times 10^6$* Kalorien/Einwohner

Tafel 9

Österreich: 83 833 km², 6 600 000 Einwohner

Einfuhr: 1690 Millionen Mark, Ausfuhr: 1140 Millionen Mark

Energieträger	Bedarf		Produktion		Ausfall (Einfuhr)		Einfuhr	Ausfuhr
	Tonnen	10^{12} kcal	Tonnen	10^{12} kcal	Tonnen	10^{12} kcal	Millionen Mark	
Steinkohle	4 732 400	33,13	175 600	1,23	4 556 800	31,90		
Braunkohle (Lignit)	3 561 700	12,47	3 164 100	11,07	397 600	1,40	102,94	—
Koks	430 800	3,02	—	—	430 800	3,02		
Brennholz	2 065 400	8,26	2 150 000	8,60	—84 600	—0,34		
Holzkohle	13 300	0,09	—	—	13 300	0,09	—	0,43
Rohöl	33 900	0,34	—	—	33 900	0,34		
Dieselöl	49 100	0,49	—	—	49 100	0,49	44,07	—
Benzin	63 900	0,64	—	—	63 900	0,64		
Wasserkraft (300 000 PS)	480 Mill. kWh	4,32	480 Mill. kWh	4,32	—	—		
Elektrische Energie	—20 „ „	—0,18	—	—	—20 Mill. kWh	—0,18	—	0,10
		62,58		25,22		37,36	Einfuhr: 146,48 Millionen Mark	
		100 %		*40,30 %*		*59,70 %*		

Gesamtproduktion an elektrischem Strom: 2385 Millionen kWh, das sind $21,46 \times 10^{12}$ Kalorien, Elektrifizierungsfaktor: *34,29 %*

Spezifischer Energiebedarf: *$9,48 \times 10^6$* Kalorien/Einwohner

Tafel 10

Rumänien: 292 244 km², 17 300 000 Einwohner — Einfuhr: 754 Millionen Mark, Ausfuhr: 730 Millionen Mark

Energieträger	Bedarf		Produktion		Ausfall (Einfuhr)		Einfuhr	Ausfuhr
	Tonnen	10^{12} kcal	Tonnen	10^{12} kcal	Tonnen	10^{12} kcal	Millionen Mark	
Steinkohle	439 500	3,08	322 200	2,25	117 300	0,83		
Braunkohle (Lignit.)......	2 736 600	9,58	2 732 000	9,56	4 600	0,02	3,24	—
Koks	42 600	0,30	—	—	42 600	0,30		
Brennholz	4 515 000	18,06	5 900 000	23,60	—1 385 000	—5,54	—	8,50
Holzkohle	—31 900	—0,22	—	—	—31 900	—0,22		
Rohöl	2 790 500	27,90	3 244 500	32,44	—454 000	—4,54		
Dieselöl	—419 000	—4,19	—	—	—419 000	—4,19	—	380,70
Benzin	—396 000	—3,96	—	—	—396 000	—3,96		
Erdgas	369 800 000 m³	3,70	369 800 000 m³	3,70	—	—		
Wasserkraft (30 000 PS) ...	48 Mill. kWh	0,43	48 Mill. kWh	0,43	—	—	—	—
Elektrische Energie	—	—	—	—	—	—		
		54,68		71,98		—17,30	Ausfuhr: 385,96 Millionen Mark	
Gesamtproduktion an elektrischem Strom: 347 Millionen kWh, das sind		*100 %*		*131,63 %*		*—31,63 %*		
$3{,}12 \times 10^{12}$ Kalorien, Elektrifizierungsfaktor:		*5,70 %*	Spezifischer Energiebedarf:			*$3{,}16 \times 10^{5}$*	Kalorien/Einwohner	

Tafel 11

Ungarn: 92 916 km², 8 220 000 Einwohner — Einfuhr: 545 Millionen Mark, Ausfuhr: 516 Millionen Mark

Energieträger	Bedarf		Produktion		Ausfall (Einfuhr)		Einfuhr	Ausfuhr
	Tonnen	10^{12} kcal	Tonnen	10^{12} kcal	Tonnen	10^{12} kcal	Millionen Mark	
Steinkohle	1 681 100	11,80	722 800	5,06	958 300	6,74	25,84 (Steinkohle, Braunkohle, Koks)	—
Braunkohle (Lignit)	5 675 320	17,10	5 813 300	17,44	—137 980	—0,34		
Koks	388 700	2,72	—	—	388 700	2,72		
Brennholz	2 678 600	10,71	1 007 100	4,03	1 671 500	6,68	10,32 (Brennholz, Holzkohle)	—
Holzkohle	49 600	0,35	—	—	49 600	0,35		
Rohöl	97 500	0,98	—	—	97 500	0,98	46,44 (Rohöl, Dieselöl, Benzin)	—
Dieselöl	30 900	0,31	—	—	30 900	0,31		
Benzin	26 400	0,26	—	—	26 400	0,26		
Wasserkraft (3000 PS)	4,8 Mill. kWh	0.04	4,8 Mill. kWh	0,04	—	—	— (Wasserkraft, Elektrische Energie)	—
Elektrische Energie	—	—	—	—	—	—		
		44,27		26,57		17,70	Einfuhr: 82,60 Millionen Mark	
		100 %		*60 %*		*40 %*		

Gesamtproduktion an elektrischem Strom: 475 Millionen kWh, das sind $4{,}28 \times 10^{12}$ Kalorien, Elektrifizierungsfaktor: *9,66 %*

Spezifischer Energiebedarf: *$5{,}38 \times 10^{6}$* Kalorien/Einwohner

Tafel 12

Schweiz: 41 298 km², 3 920 000 Einwohner — Einfuhr: 2140 Millionen Mark, Ausfuhr: 1650 Millionen Mark

Energieträger	Bedarf		Produktion		Ausfall (Einfuhr)		Einfuhr	Ausfuhr
	Tonnen	10^{12} kcal	Tonnen	10^{12} kcal	Tonnen	10^{12} kcal	Millionen Mark	
Steinkohle	1 608 900	11,26	—	—	1 608 900	11,26	42,04 (Steinkohle, Braunkohle, Torf, Koks)	—
Braunkohle (Lignit)	81 200	0,28	80 000	0,27	1 200	0,01		
Torf	400 000	0,80	400 000	0,80	—	—		
Koks	491 200	3,44	—	—	491 200	3,44		
Brennholz	2 035 000	8,14	168 000	6,72	355 000	1,42	2,16 (Brennholz, Holzkohle)	—
Holzkohle	5 100	0,03	—	—	5 100	0,03		
Rohöl	—	—	—	—	—	—	40,74 (Rohöl, Dieselöl, Benzin)	—
Dieselöl	48 100	0,48	—	—	48 100	0,48		
Benzin	87 700	0,88	—	—	87 700	0,88		
Wasserkraft (1 490 000 PS)	2682 Mill. kWh	24,14	2682 Mill. kWh	24,14	—	—	— (Wasserkraft, Elektrische Energie)	42,50
Elektrische Energie	—850 „ „	—7,65	—	—	—850 Mill. kWh	—7,65		
		41,80		31,93		9,87	Einfuhr: 42,44 Millionen Mark	
		100 %		76,38 %		23,62 %		

Gesamtproduktion an elektrischem Strom: 4100 Millionen kWh, das sind 36,90 × 10^{12} Kalorien, Elektrifizierungsfaktor: 88,27 %

Spezifischer Energiebedarf: 10,65 × 10^6 Kalorien/Einwohner

Tafel 13

Jugoslawien: 247 987 km², 12 650 000 Einwohner

Einfuhr: 657 Millionen Mark, Ausfuhr: 654 Millionen Mark

Energieträger	Bedarf		Produktion		Ausfall (Einfuhr)		Einfuhr	Ausfuhr
	Tonnen	10^{12} kcal	Tonnen	10^{12} kcal	Tonnen	10^{12} kcal	Millionen Mark	
Steinkohle	383 500	2,68	148 800	1,24	234 700	1,44	6,17 (Steinkohle, Braunkohle, Koks)	—
Braunkohle (Lignit)	3 877 200	13,57	3 996 900	13,99	—119 700	—0,42		
Koks	121 600	0,85	—	—	121 600	0,85		
Brennholz	2 112 600	8,45	2 500 000	10,—	—387 400	—1,55	— (Brennholz, Holzkohle)	2,64
Holzkohle	—52 600	—0,37	—	—	—52 600	—0,37		
Rohöl	17 100	0,17	—	—	17 100	0,17	19,24 (Rohöl, Dieselöl, Benzin)	—
Dieselöl	27 600	0,25	—	—	27 600	0,28		
Benzin	19 100	0,19	—	—	19 100	0,19		
Wasserkraft (166 000 PS)	265 Mill. kWh	2,38	265 Mill. kWh	2,38	—	—	—	—
Elektrische Energie	—	—	—	—	—	—		
		28,20		27,61		0,59	Einfuhr: 22,67 Millionen Mark	
		100 %		*97,91 %*		*2,09 %*		

Gesamtproduktion an elektrischem Strom: 280 Millionen kWh, das sind $2{,}52 \times 10^{12}$ Kalorien, Elektrifizierungsfaktor: *8,94 %*

Spezifischer Energiebedarf: *$2{,}23 \times 10^6$* Kalorien/Einwohner

Tafel 14

Bulgarien: 103 146 km², 5 050 000 Einwohner

Einfuhr: 222 Millionen Mark, Ausfuhr: 172 Millionen Mark

Energieträger	Bedarf		Produktion		Ausfall (Einfuhr)		Einfuhr	Ausfuhr
	Tonnen	10^{12} kcal	Tonnen	10^{12} kcal	Tonnen	10^{12} kcal	Millionen Mark	
Steinkohle	1 181 900	8,27	1 205 800	8,44	—23 900	—0,17		
Braunkohle (Lignit)	—	—	—	—	—	—	—	0,32
Torf	750	—	—	—	750	—		
Koks	7 400	0,05	—	—	7 400	0,05		
Brennholz	1 789 700	7.16	1 800 000	7,20	—10 300	—0,04	—	0,18
Holzkohle	— 18 800	—0,13	—	—	—18 800	—0,13		
Rohöl	—	—	—	—	—	—		
Dieselöl	21 200	0,21	—	—	21 200	0,21	8,13	—
Benzin	5 900	0,06	—	—	5 900	0,06		
Wasserkraft (8000 PS)	12,8 Mill. kWh	0,12	12,8 Mill. kWh	0,12	—	—	—	—
Elektrische Energie	—	—	—	—	—	—		
		15,74		15,76		—0,02	Einfuhr: 7,63 Millionen Mark	
		100%		*~100%*		*~—*		

Gesamtproduktion an elektrischem Strom: 24,7 Millionen kWh, das sind $0{,}22 \times 10^{12}$ Kalorien, Elektrifizierungsfaktor: *1,41%*

Spezifischer Energiebedarf: *$3{,}18 \times 10^6$* Kalorien/Einwohner

Holzkohle, Dieselöl und Benzin, aus anderen primären Energieträgern erzeugt werden.

Bei der Aufstellung der Energiebilanzen mußte die Frage der Wasserkräfte einer besonderen Behandlung unterworfen werden. Unter Zugrundelegung eines Jahres-Ausnützungsfaktors im Durchschnitt von 25% kann man die im betreffenden Lande pro Jahr erzeugten kW-Stunden als einen Teil der Energieerzeugung leicht bestimmen. Sollte nun im Energie-Export bzw. -Import irgendeines Landes auch der elektrische Strom eine Rolle spielen, so muß dieser Posten (evtl. mit der Stromerzeugung der Wasserkräfte kombiniert) als diesbezüglicher Bedarf des Landes in die Bilanz ebenfalls aufgenommen werden. Die in der ersten Säule der Bilanz unter dem Energiebedarf angeführten negativen Daten bedeuten einen Überschuß, ebenso wie die in der dritten Säule unter Energiemangel angeführten negativen Zahlen den aus Mehrproduktion entstandenen Export bedeuten.

Damit wir die durch die verschiedenen Brennmaterialien als Energieträger repräsentierten Werte addieren können, muß auch der in Kalorien ausgedrückte Heizwert derselben angegeben werden. Die Summe dieser Kalorienwerte ergibt die in den einzelnen Säulen unten angeführten Zahlen, die den gesamten Energiebedarf, die inländische Gesamtproduktion und den Mangel (bzw. mit negativem Vorzeichen den Überschuß) bedeuten, und zwar so in Billionen Kalorien (10^{12} kcal) wie in Prozenten des Energiebedarfes ausgedrückt.

Die verschiedenen Brennmaterialien wurden ihrem durchschnittlichen Heizwerte entsprechend bewertet, so z. B. die Steinkohle mit 7000, Braunkohle mit 3500, Torf mit 2000, Koks mit 7000, Brennholz mit 4000, Holzkohle mit 7000 und schließlich das Rohöl, Dieselöl und Benzin mit je 10 000 Kalorien pro kg. Der durch die Wasserkräfte erzeugte, sowie der importierte bzw. exportierte elektrische Strom kann pro kWh mit 9000 Kalorien, also mit etwa 1,28 kg Steinkohle gleichbewertet werden.

Eine solche kalorische Bewertung der Heizmaterialien ermöglicht zwar auch praktisch wertvolle Folgerungen, sie führt jedoch streng genommen zu keinem ganz genauen Ergebnis, weil man bei jenen Brennmaterialien, die zur Erzeugung mechanischer Energie dienen, auch den Wirkungsgrad der Energieumwandlung berücksichtigen müßte. So steht z. B. die aus 1 kg Kohle mit 7000 kcal Heizwert in der Dampfmaschine erzeugte Leistung zu dem Effekt, welcher aus 1 kg Benzin mit 10 000 kcal Heizwert im Verbrennungsmotor erzeugt werden kann, nicht im gleichen Verhältnisse wie die bezeichneten Heizwerte, nachdem in der Dampfmaschine nur 15—18% der Kohlenenergie in mechanische Arbeit umgewandelt werden, während dieser Wirkungsgrad bei den Verbrennungsmotoren ungefähr mit dem doppelten Wert eingeschätzt werden kann.

Nachdem uns bei Betrachtung der Energiewirtschaft irgend eines Landes nicht nur die in Kalorien ausgedrückte abstrakte Bilanz, sondern auch die finanzielle Seite derselben interessiert, wurde in der 4. und

5. Säule der Energiebilanz der in Markwährung ausgedrückte Gegenwert des Energieimportes und -exportes auch angeführt, und zwar nach den verschiedenen Brennmaterialgruppen zusammengezogen. Wie man auf den ersten Blick schon beurteilen kann, fällt unter diesem Gesichtspunkte besonders der Preis der flüssigen Brennstoffe sehr schwer in die Waagschale.

Aus dem gesamten Energiebedarf in der ersten Säule der Bilanz kann der auf je einen Einwohner entfallende Bedarf, als der spezifische Energiebedarf des betreffenden Landes, bestimmt werden. Vergleicht man unter diesem Gesichtspunkte die verschiedenen Länder, so gibt diese Zahl Aufklärung über den Sättigungsgrad der Energiewirtschaft, gewissermaßen also über die technische Kultur in dem betreffenden Land. Man kann es jedoch nicht außer acht lassen, daß ein bedeutender Teil des gesamten Energiebedarfes zur Deckung des Heizbedarfes dient und dieser je nach der geographischen Lage bzw. nach den Witterungsverhältnissen der einzelnen Länder, kleinere bis größere Abweichungen aufweist.

Bildet man nun das Verhältnis zwischen der in dem betreffenden Land erzeugten bzw. verbrauchten elektrischen Energie, und zwar in Kalorien ausgedrückt, zu dem gesamten Energiebedarfe desselben Landes, so erhält man eine Zahl, welche in Prozenten anzeigt, welche Menge des gesamten Energiebedarfes in Form von elektrischer Energie zur Verfügung steht, gibt also den Grad der Elektrifizierung an und kann somit am zweckmäßigsten als „Elektrifizierungsfaktor“ des betreffenden Landes bezeichnet werden.

Zum Vergleich ist dieser Elektrifizierungsfaktor jedenfalls geeigneter, als der bisher übliche spezifische Stromverbrauch in kWh, nachdem bei Beurteilung des Grades der Elektrifizierung die Intensität der allgemeinen Energiewirtschaft nicht vernachlässigt werden kann. Das Produkt aus dem spezifischen Energieverbrauch und dem Elektrifizierungsfaktor ergibt naturgemäß die spezifische Stromerzeugung bzw. den spezifischen Stromverbrauch.

Untersuchen wir nun, wie sich die Energiebilanz — nach den oben geschilderten Prinzipien zusammengestellt — in den einzelnen Ländern Mitteleuropas gestaltet. Am zweckmäßigsten erscheint es, die Reihenfolge nach der Höhe des Gesamtenergieverbrauches der Länder vorzunehmen mit der Bemerkung, daß die fraglichen Bilanzen auf Grund der Daten für das Jahr 1926 zusammengestellt wurden. Obzwar diese Angaben durchweg aus verläßlichen und mit den Lokalverhältnissen gut vertrauten Quellen stammen, dürfen sie — unter Berücksichtigung der großen Mängel in der Statistik über Daten der Energiewirtschaft — nur als Annäherungswerte betrachtet werden. Über die Menge jener Energieträger, welche Gegenstand des zwischenstaatlichen Handelsverkehrs bilden, enthält die Handelsstatistik zuverlässige Daten; die Angaben über die Erzeugung derselben sind demgegenüber überaus mangelhaft. Insbesondere bezieht sich das auf Zahlen über die Er-

zeugung von Brennholz, Torf usw., welche nicht einmal in den westlichen Ländern regelmäßig angeführt werden.

Bei der Untersuchung der Energiebilanzen wollen wir uns vorerst nur mit den speziellen Verhältnissen des jeweils behandelten Landes beschäftigen: auf die Gesichtspunkte und Forderungen einer einheitlichen Energiewirtschaft wollen wir erst später bedacht sein. So werden wir uns mit der Verteilung, mit dem Import und Export der elektrischen Energie auch nur in der Zusammenfassung beschäftigen, bekanntlich ist ja eben der elektrische Strom das zweckmäßigste Mittel eines internationalen Energieaustausches.

1. *Deutsches Reich.* Unter den mitteleuropäischen Staaten weist Deutschland den größten Energiebedarf auf, es besitzt dabei eine aktive Energiebilanz mit den größten Überschüssen. Wie aus Tafel 2 ersichtlich, ist die im Reiche erzeugte Energiemenge um 45,36 % größer als der Bedarf und dadurch verfügt das Land über einen bedeutenden Energieexport. Hauptsächlich ist dies den reichen und unter rationellem Abbau stehenden Kohlenfeldern zu verdanken, deren Kohlenförderung den inländischen Bedarf — trotz der Verluste infolge des Versailler Friedenschlusses — um 27 % überragt. Dieser Umstand verbessert die Handelsbilanz des Deutschen Reiches mit 923 Millionen M. pro Jahr. Gegenüber diesem bedeutenden Export, sowie der unbeträchtlichen Ausfuhr von Brennholz, bedeutet eine wesentliche Belastung der Handelsbilanz die Einfuhr von flüssigen Brennstoffen im Werte von rund 285 Millionen M. pro Jahr. Man kann ohne weiteres sehen, welche Bedeutung dieser Posten in finanzieller Hinsicht besitzt, obzwar dieser Importsatz in Kalorien ausgedrückt nur ca. 1 % des gesamten Energiebedarfes beträgt. Vergleicht man den gesamten Ölbedarf Deutschlands mit jenem anderer Länder, so fällt schon auf den ersten Blick dessen relativ niederer Wert auf. Dieser Umstand findet darin seine Erklärung, daß Deutschland im Jahre 1926 neben den hauptsächlich durch Einfuhr gedeckten 940 000 t Mineralöl noch folgende Mengen an Motorbetriebsstoffen konsumierte: 10 000 t Benzin aus Tieftemperaturvergasung von Braunkohlen, 445 000 t Benzol aus Stein- und Braunkohlenteer, 15 000 t Motorspiritus und 35 000 t Bergin-Benzin, insgesamt also weitere 505 000 t. Deutschland ist also in der Lage, 36 % seines jährlichen Ölbedarfes von 1 400 000 t aus inländischer Kohle, und zwar überwiegend aus Braunkohle zu erzeugen, und konnte dadurch die Handelsbilanz schon im Jahre 1926 mit ca. 130—150 Millionen M. aufbessern. Seither gestalten sich diese Zahlen noch günstiger, so daß man in Deutschland bald mit einer 50 %igen inländischen Erzeugung des Ölbedarfes rechnen kann. Einen wichtigen Faktor in der Energieeinfuhr bedeutet noch der Import an elektrischem Strom, zum größten Teil aus der Schweiz und teilweise aus Österreich in der Höhe von 230 Millionen kWh pro Jahr. Trotz der großen Ausdehnung des Reiches, sowie der Dichte der Einwohnerschaft ist der spezifische Energiebedarf in Deutschland nach jenem in Belgien am größten und auch der Elektrifizierungsfaktor beweist die hohe Entwicklungs-

stufe technischer Kultur. In Deutschland beträgt der spezifische Energieverbrauch 19,93 Millionen Kalorien und der Elektrifizierungsfaktor ist 14,64 %.

2. *Frankreich.* Trotzdem Frankreich durch den Anschluß von Elsaß-Lothringen in den Besitz von wertvollen Wasserkräften und eines Teiles des Saar-Kohlengebietes gelangte, ist seine Energiebilanz stark passiv, indem nur ca. 64 % des Bedarfes durch inländische Erzeugung gedeckt sind und der Mangel von 36 % die Handelsbilanz belastet. Eine bedeutende Einfuhr besteht in Steinkohle, Koks und in Ölen. Der Ölimport übertrifft wesentlich jenen des Deutschen Reiches, dessen Begründung wir schon vorher gaben, auch überwiegt etwas die Einfuhr von elektrischer Energie. Der spezifische Verbrauch liegt tiefer als in Deutschland und beträgt 14,5 Millionen Kalorien pro Einwohner, der Elektrifizierungsfaktor ist etwas größer, und zwar beträgt er 15,10 %.

3. *Belgien.* Das Land weist — sowohl in Anbetracht seines Flächeninhaltes, wie seiner Bevölkerungszahl — einen relativ sehr hohen Energiebedarf auf, und zwar vornehmlich in Steinkohle, was darin seine Erklärung findet, daß in dieser Ziffer auch der Kohlenbedarf der Seeschiffahrt mitinbegriffen ist. Wenn auch in etwas geringerem Maße als in Frankreich, so ist die Energiebilanz passiv. Diese relativ günstige Lage ist der großzügig angelegten belgischen Kohlenwirtschaft zu verdanken. Der 80 %igen inländischen Förderung steht ein 20 %iger Kohlenimport gegenüber, und obzwar der Kohlenbedarf 97,5 % des gesamten Energiebedarfes beträgt, beeinflußt der zur Deckung des 20 %igen Mangels hierzu dienende Kohlenimport die Passivität der Handelsbilanz kaum etwas mehr, als der zur Deckung von 1,3 % des gesamten Energiebedarfes dienende Ölimport. Der spezifische Energiebedarf übertrifft — wie oben bereits erwähnt — sogar jenen Deutschlands und beträgt 28,97 Millionen Kalorien. Der Elektrifizierungsfaktor ist 12,67 %.

4. *Polen.* Die Energiebilanz Polens ist teils infolge des Besitzes der galizischen Rohölquellen, teils durch den Anschluß eines Teiles des oberschlesischen Kohlengebietes aktiv. Der größte Überschuß besteht in der Kohlenförderung, welche den Bedarf mit ca. 69 % übertrifft, und nachdem die Ölerzeugung den inländischen Verbrauch wesentlich überschreitet, entsteht in der gesamten Energieerzeugung ein Überschuß von 64 %, welcher Umstand die Handelsbilanz Polens mit rund 400 Millionen M. pro Jahr aufbessert. Der spezifische Energieverbrauch ist in Polen auffallend klein, und zwar nur 5,71 Millionen Kalorien, demgegenüber erreicht der Elektrifizierungsfaktor einen Wert von 11,45 %, der als recht gut bezeichnet werden kann.

5. *Tschechoslowakei.* Wenn auch in geringerem Maße, ist die Energiebilanz auch in diesem Land aktiv, was der Kohlenausfuhr und dem nach Ungarn gerichteten Export von Brennholz zuzuschreiben ist. In der Kohlenförderung besteht nämlich ein Überschuß von ca. 15 % und in der Brennholzerzeugung ein solcher von ca. 35 %. Demgegen-

über wird 90% des Ölbedarfes durch Import gedeckt, dessen Gegenwert jenem Betrag beinahe gleichkommt, welchen die Kohlen- und Brennholzausfuhr repräsentiert, so daß die Handelsbilanz durch die Energieausfuhr bzw. -einfuhr fast gar nicht beeinflußt wird. Der spezifische Energiebedarf beträgt 11,05 Millionen Kalorien, erreicht ungefähr den mitteleuropäischen Mittelwert, demgegenüber ist der Elektrifizierungsfaktor nur 7,77%, was in Anbetracht der hochentwickelten Industrie des Landes recht gering ist.

6. *Italien.* Unter den Staaten Mitteleuropas befindet sich Italien in energiewirtschaftlicher Hinsicht in der schwierigsten Lage. Die Passivität der Energiebilanz erreicht fast 67%, das heißt, daß die inländische Produktion nur 33% des Bedarfes deckt. Der größte Mangel besteht an Kohle, indem 95% des Bedarfes aus dem Auslande eingeführt werden, und dabei ist das Land auch in Ölen auf 100%igen Import angewiesen. Sogar an elektrischer Energie und Brennholz besteht ein Mangel von je 12%. Besonders beachtenswert ist das Resultat jener zähen und zielbewußten Aktion, die im Interesse der Hebung der inländischen Energieerzeugung durch den rationellen Ausbau der Wasserkräfte erzielt wurde, indem — im Gegensatze zur Energiebilanz anderer Staaten — der durch die Wasserkräfte erzeugte elektrische Strom 21%, der Ölbedarf 3,5%, der Brennholzverbrauch 14,5% und der Kohlenbedarf nur 61,5% des gesamten Energiebedarfes ausmachen. Die Passivität der Energiebilanz repräsentiert in der Handelsbilanz einen passiven Posten von rund 400 Millionen M., was fast 10% der gesamten Einfuhr ausmacht. Der spezifische Energiebedarf in Italien ist überaus klein, und zwar nur 3,60 Millionen Kalorien, was dadurch erklärlich ist, daß besonders im Süden der Bedarf an Heizmaterialien minimal ist und dieser Umstand den Energiebedarf wesentlich beeinflußt. Demgegenüber ist der Elektrifizierungsfaktor in Italien nach der Schweiz am größten, und zwar 47,60%, was soviel bedeutet, daß ungefähr die Hälfte der gesamten Energieerzeugung in Form von elektrischem Strom verbraucht wird.

7. *Niederlande.* Die Energiebilanz der Niederlande weist eine Passivität von fast 44% auf, was hauptsächlich mit der großen Kohleneinfuhr zu begründen ist, und diese wird wieder vor allem durch die hochentwickelte Seeschiffahrt benötigt. In Kohle besteht ein 40%iger, in Ölen ein 100%iger Mangel, der Wert des letzteren ist bedeutend größer, als jener des Kohlenimportes, und die gesamte Einfuhr belastet die Handelsbilanz des Landes mit ca. 335 Millionen M. Der spezifische Energieverbrauch ist eben infolge des großen Öl- und Kohlenbedarfes der Schiffahrt recht hoch, und zwar 16,53 Millionen Kalorien, der Elektrifizierungsfaktor ist mit jenem Belgiens fast gleich, und zwar 12,78%.

8. *Österreich.* Nach Italien besitzt Österreich eine Energiebilanz mit der größten Passivität, indem dieselbe fast 60% erreicht. Der Grund hierfür liegt vor allem in der großen Kohleneinfuhr — nachdem die inländische Produktion nur kaum 25% des Kohlenbedarfes deckt

sowie in dem Ölimport, welcher durch die unbedeutende Ausfuhr in Brennholz und Export von elektrischem Strom bei weitem nicht ausgeglichen wird. Das Saldo als Einfuhrüberschuß belastet die Handelsbilanz mit ca. 147 Millionen M., was ca. 9 % der gesamten Einfuhr ausmacht. Bezüglich der österreichischen Energiebilanz ist infolge des zielbewußten Ausbaues der Wasserkräfte eine ständige Verbesserung zu beobachten: es wurden im Jahr 1926 schon fast 7 % des gesamten Energiebedarfes durch die Wasserkräfte gedeckt, die ca. 20 % der gesamten Energieerzeugung darstellen. Der spezifische Energieverbrauch mit 9,48 Millionen Kalorien erreicht jenen der Schweiz oder der Tschechoslowakei, der Elektrifizierungsfaktor mit 34,29 % steht nach der Schweiz und Italien, jedoch vor Deutschland an dritter Stelle.

9. *Rumänien.* Den großen Naturschätzen ist es zuzuschreiben, daß die Energiebilanz Rumäniens mit ca. 32 % aktiv ist, das heißt, daß die inländische Produktion den bestehenden Bedarf mit 32 % übersteigt, welcher Überschuß hauptsächlich nach Ungarn gravitiert. In den Ölen ist die Mehrproduktion 65 %, deren Gegenwert unter Berücksichtigung des Brennholzexportes, sowie des Kohlenimportes die Handelsbilanz Rumäniens jährlich mit ca. 386 Millionen M. aufbessert, welcher Betrag ungefähr 55 % der gesamten rumänischen Ausfuhr darstellt. Der überwiegende Teil des Energiebedarfes wird durch die Ölerzeugung gedeckt und der Gegenwert der Mehrproduktion in Öl zeigt deutlich, welchen großen nationalen Schatz die reichen Ölquellen bedeuten. Der spezifische Energiebedarf Rumäniens liegt unter jenem Italiens, ungefähr auf demselben Niveau wie jener Bulgariens und beträgt nur 3,16 Millionen Kalorien, der Elektrifizierungsfaktor im Werte von 5,7 % ist nach jenem Bulgariens der kleinste unter allen mitteleuropäischen Staaten.

10. *Ungarn.* Nach Italien und Österreich ist die Passivität der Energiebilanz in Ungarn am größten, und zwar rund 40 %. Dieselbe wird hauptsächlich durch den Import ausländischer Kohlen und Koks und außerdem durch die Brennholzeinfuhr hervorgerufen. In Kohlen besteht nämlich ein 29 %iger und in Brennholz ein 64 %iger Mangel. Überraschend und unter den mitteleuropäischen Staaten fast einzig hoch ist in Ungarn der große Bedarf an Brennholz, wovon aber kaum 36 % durch die inländische Produktion gedeckt werden. Von den 545 Millionen M. auf der passiven Seite der Handelsbilanz entfallen 83 Millionen, also ca. 15 % auf die Brennmaterialien und die Hälfte hiervon auf die Öle. Der spezifische Energiebedarf mit 5,38 Millionen Kalorien erreicht jenen Polens, der Elektrifizierungsfaktor liegt über jenem der Tschechoslowakei und Jugoslawiens und beträgt 9,66 %.

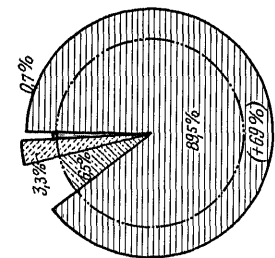
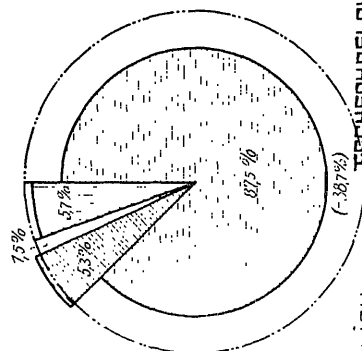
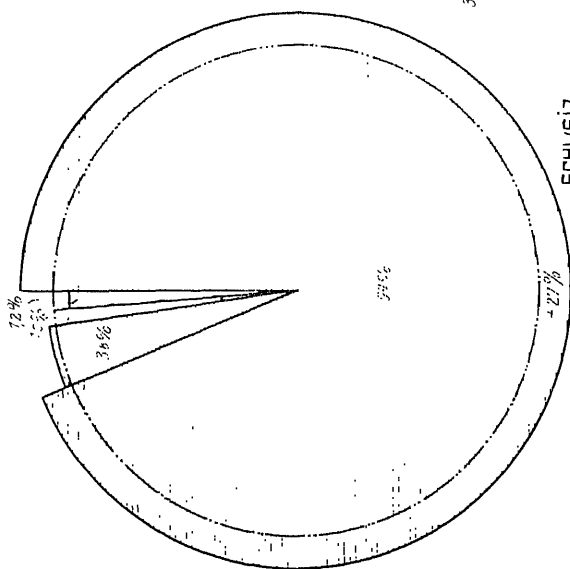
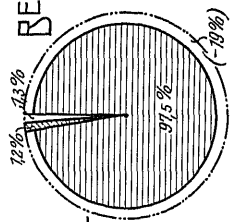
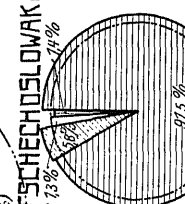
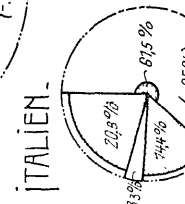
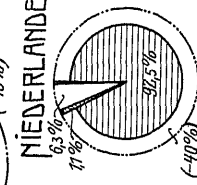
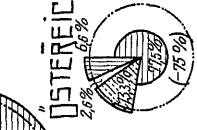
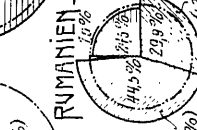
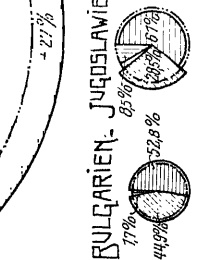
11. *Schweiz.* Die Energiebilanz der Schweiz unterlag die letzten Jahre der interessantesten Metamorphose, indem die vor 10 bis 15 Jahren bestehende Passivität von ca. 90 % bis auf 24 % gesunken ist, und zwar durch den zielbewußten Ausbau der Wasserkräfte, sowie Elektrifizierung des ganzen Landes. Ungefähr 40 % des gesamten Energiebedarfes werden durch die Wasserkräfte gedeckt, alle anderen Energieträger

werden fast ganz aus dem Auslande importiert. So belasten z. B. 94 % des Kohlenbedarfes, 17 % des Brennholzbedarfes und schließlich der gesamte Ölimport die Handelsbilanz mit 84 Millionen M. pro Jahr, was jedoch bis zu 50 % ausgeglichen wird durch den 42,5 Millionen M. erreichenden Gegenwert des Exportes von elektrischem Strom. Den großen volkswirtschaftlichen Vorteil der Elektrifizierung und noch mehr jenen der freien Ein- und Ausfuhr der elektrischen Energie beweist deutlich der Umstand, daß die Schweiz in die Nachbarstaaten jährlich 850 Millionen kWh exportiert, was ungefähr einer Ausfuhr von 100 000 Waggon Steinkohle gleichkommt. Der spezifische Energieverbrauch der Schweiz ist mit 10,65 Millionen Kalorien recht groß, aber alle europäischen Staaten werden weit überflügelt bezüglich des Elektrifizierungsfaktors, welcher 88,27 % beträgt, d. h. daß von dem gesamten Energiebedarf des Landes ca. 83 % in Form von elektrischer Energie verbraucht werden.

12. *Jugoslawien.* Die Energiebilanz Jugoslawiens ist beinahe im Gleichgewicht und ihre Passivität beträgt nur 2 %. Im Kohlenbedarf ist der Mangel 11 %, in der Brennholzerzeugung besteht ein 24 %iger Überschuß, im Ölbedarf dagegen ein 100 %iger Mangel. Obzwar die im Kalorienwerte zusammengestellte Energiebilanz beinahe im Gleichgewichte ist, belastet die Energieeinfuhr in Form von Ölimport die Handelsbilanz jährlich mit ca. 25 Millionen M. In Mitteleuropa ist der spezifische Energiebedarf hier am kleinsten, und zwar 2,23 Millionen Kalorien, der Elektrifizierungsfaktor ist etwas günstiger und zwar 8,94, was einigen größeren Industriezentren und ausgebauten Wasserkräften in den neuen Gebieten des Landes zu verdanken ist.

13. *Bulgarien.* Die Energiebilanz Bulgariens ist in vollem Gleichgewicht, so wird der Kohlen- wie der Brennholzbedarf durch die inländische Erzeugung vollständig gedeckt. Allein bezüglich des Ölbedarfes ist das Land auf Import angewiesen, dessen Gegenwert die Handelsbilanz mit 8 Millionen M. pro Jahr belastet. Der spezifische Energieverbrauch Bulgariens ist mit jenem Rumäniens ganz identisch, 3,18 Millionen Kalorien, der Elektrifizierungsfaktor liegt tief unter jenem aller anderen Staaten und beträgt nur 1,41 %.

In Tafel 15 sind die zur Darstellung der Energiebilanz überaus geeigneten Kreisdiagramme zusammengestellt. Die Grundkreise (strichpunktiert) bezeichnen den gesamten Energiebedarf der einzelnen Länder, welche Kreise entsprechend den vier Gruppen der Brennmaterialien bzw. Energieträger in verschiedener Schraffierung ausgeführt, aus je vier Kreissektoren bestehen. Die Kreisbogen, welche diese Sektoren begrenzen, fallen entweder innerhalb oder außerhalb des Grundkreises, je nachdem die Produktion in der fraglichen Brennstoffgruppe kleiner oder größer als der Bedarf ist, nachdem die schraffiert ausgeführten Sektorenflächen jeweils die erzeugte Energiemenge darstellen.

Wenn man nun die oben behandelten Energiebilanzen algebraisch addiert, erhält man als Resultat die Energiebilanz des durch die fraglichen Staaten gebildeten Mitteleuropas. Diese Zusammenstellung ist

DEUTSCHLAND
7,2%
3,6%
+27%
FRANKREICH
7,5%
5,7%
5,3%
87,5%
(-38,7%)
POLEN
3,3%
0,7%
89,5%
(+69%)
BELGIEN
1,2%
1,3%
97,5%
(-19%)
ITALIEN
20,8%
3,3%
74,4%
61,5%
(-95%)
TSCHECHOSLOWAKEI
1,3%
1,4%
97,5%
(+15%)
NIEDERLANDE
6,3%
1,1%
92,5%
(-40%)
BULGARIEN
1,7%
44,9%
52,8%
JUGOSLAWIEN
8,5%
28,5%
61%
SCHWEIZ
39,3%
37,8%
19,5%
(+47%)
(+94%)
UNGARN
3,5%
-64%
24,8%
71,5%
(-29%)
RUMANIEN
1,0%
44,5%
24,5%
29,9%
(+65%)
(+32%)
ÖSTEREICH
2,6%
6,6%
13,3%
77,5%
(-75%)
Kohle
Brennholz
Öl
Wasserkraft

Tafel 15

aus Tafel 16 und das Resultat derselben mit dem entsprechenden Kreisdiagramm aus Tafel 17 ersichtlich. Auf der ersten sind der Energiebedarf, Erzeugung, Mangel und Überschuß nach den einzelnen Ländern gruppiert angeführt, außerdem der Energieexport und -import in Millionen Mark, der Saldo dieser beiden Posten, schließlich zwecks einfacheren Vergleichs der spezifische Energiebedarf und der Elektrifizierungsfaktor der fraglichen Länder.

Bei Betrachtung des durch die Addition der einzelnen Säulen sich ergebenden Resultates kann man vor allem feststellen, daß der gesamte Energieverbrauch Mitteleuropas 2893,37 Billionen Kalorien und die gesamte Energieerzeugung demgegenüber 2885,61 Billionen Kalorien beträgt, so daß ein Mangel von nur 0,25% entsteht! Praktisch kann also festgestellt werden, daß der Energiebedarf des als Mitteleuropa bezeichneten europäischen Kontinentes im großen und ganzen durch die eigene Energieerzeugung gedeckt werden kann.

Zu einem wesentlich abweichenden Ergebnis gelangt man, wenn man die Frage nicht nur nach der in Energieeinheiten zusammengestellten Bilanz, sondern auch nach finanziellen Gesichtspunkten behandelt. Der Geldwert der gesamten Energieeinfuhr nach den fraglichen Ländern beträgt nämlich rund 2600 Millionen M., welche Summe die gesamte Energieausfuhr aus diesen Ländern im Werte von rund 1800 Millionen M. wesentlich übersteigt, so daß hier ein Einfuhrüberschuß von rund 30% entsteht im Werte von *781 Millionen M.*, trotz des in Energieeinheiten sich ergebenden Gleichgewichtes der zusammengezogenen Energiebilanz! Was bedeutet diese Zahl? Vor allem liefert sie den Beweis, daß die Resultate der Berechnungen einmal in Energieeinheiten und dann in Geldwert, wie dies bei energiewirtschaftlichen Fragen häufig der Fall ist, nicht übereinstimmen, sondern voneinander wesentlich abweichen. Obzwar die Energiebilanz Mitteleuropas — in Kalorien ausgedrückt — fast im Gleichgewichte steht, ist der Geldwert der ausgeführten Energieträger dennoch bedeutend kleiner als jener der eingeführten Energieträger, welche ja einen gleichgroßen Energiewert repräsentieren. Leicht erklärlich wird dieser Umstand, wenn man berücksichtigt, daß sich der Energieexport des Kontinentes fast nur auf die Ausfuhr der schlesischen, der Ruhr- und Saarkohlen beschränkt und die Energieeinfuhr demgegenüber überwiegend aus dem Ölimport besteht. Nachdem wieder andererseits hauptsächlich amerikanisches Öl eingeführt wird, hat der europäische Kontinent auch auf diesem Gebiete jährlich einige hundert Millionen Mark dem mächtigen Amerika zu zollen.

Auf Tafel 17 ist das obenbezeichnete Resultat samt dem Kreisdiagramm der mitteleuropäischen Energiebilanz in übersichtlicher Form dargestellt. Wie ersichtlich, bedeutet der Ausfuhrüberschuß in Kohle und Brennholz von 19,90 Billionen Kalorien einen Exportwert von 51 Millionen M., dagegen belastet der Einfuhr-Überschuß in Öl von 27,66 Billionen Kalorien die finanzielle Bilanz mit 833 Millionen M.! Durch die rapide Steigerung des Ölbedarfes wird sich diese Lage vor-

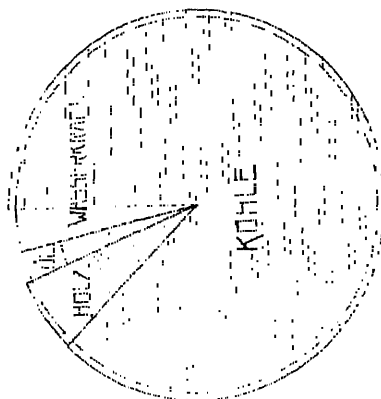
Tafel 16

Energiebilanz der mitteleuropäischen Staaten

Nr.	Staat:	Bedarf 10^{12} kcal	Produktion 10^{12} kcal	Ausfall 10^{12} kcal	Überschuß 10^{12} kcal	Einfuhr (in Millionen Mark)	Ausfuhr (in Millionen Mark)	Saldo (in Millionen Mark)	Spezifischer Energiebedarf 10^6 kcal Einw.	Elektrifizierungsfaktor %
1.	Deutsches Reich	1261,81	1572,40	—	310,59	296,00	933,59	—627,59	19,93	14,64
2.	Frankreich	583,89	373,74	210,15	—	930,58	1,29	929,29	14,42	15,10
3.	Belgien	224,38	179,42	44,96	—	227,26	0,50	226,76	28,97	12,67
4.	Polen	165,06	271,12	—	106,06	—	397,10	—397,10	5,71	11,45
5.	Tschechoslowakei	156,33	178,46	—	22,13	59,13	59,31	—0,18	11,05	7,77
6.	Italien	142,01	48,11	93,90	—	397,78	—	397,78	3,60	47,60
7.	Niederlande	112,62	63,29	49,33	—	335,18	—	335,18	16,53	12,78
8.	Österreich	62,58	25,22	37,36	—	147,01	0,53	146,48	9,48	34,29
9.	Rumänien	54,68	71,98	—	17,30	3,24	389,20	—385,96	3,16	5,70
10.	Ungarn	44,27	26,57	17,70	—	82,60	—	82,60	5,38	9,66
11.	Schweiz	41,80	31,93	9,87	—	84,94	42,50	42,44	10,65	88,27
12.	Jugoslawien	28,20	27,61	0,59	—	25,31	2,64	22,67	2,23	8,94
13.	Bulgarien	15,74	15,76	—	0,02	8,13	0,50	7,63	3,18	1,41
		2893,37	2885,61	463,86	456,10	2598,16	1817,16	781,00 Millionen Mark Einfuhr-Überschuß	11,38	16,63
		Ausfall: 0,25 % = 7,76 × 10^{12} kcal				Differenz ~ 30 %			Durchschnittswerte	

Tafel 17

Energiebilanz Mitteleuropas

Bedarf:	10^{12} kcal	%
Kohle	2530,25	87,5
Brennholz	184,32	6,4
Öl	73,55	2,5
Wasserkraft	105,25	3,6
Zusammen:	2893,37	100%

Produktion:	10^{12} kcal	%
Kohle	2548,65	88,4
Brennholz	185,92	6,5
Öl	45,79	1,5
Wasserkraft	105,25	3,6
Zusammen:	2885,61	100%

Mangel:	in Kohle	in Brennholz	in Öl	
(0,25%)	—18,60	—1,30	27,66	10^{12} kcal
	0,75%	0,70%	38,00%	%
	Überschuß: 52 Mill. Mark		Ausfall: 833 Mill. Mark	

Saldo:
Mangel: $7{,}76 \times 10^{12}$ Kalorien
„ 781 Millionen Mark

aussichtlich noch stets verschlimmern und die wirtschaftliche Abhängigkeit unseres Kontinentes von Amerika bzw. von den zwei bis drei mächtigen amerikanischen und englischen Ölkonzernen sich noch vergrößern!

Nachdem wir uns über die Energiebilanz Mitteleuropas und der daran beteiligten Staaten in großen Zügen orientiert haben, wollen wir uns nun teils mit jenen Fragen beschäftigen, welche die Gesamtheit des Kontinentes — vorübergehend als wirtschaftliche Einheit betrachtet — interessieren, teils mit jenen, welche die Energiewirtschaft der einzelnen Staaten in gegenseitiger Beziehung, also intern berühren. Bezüglich des ersten Fragenkomplexes konnten wir eben feststellen, daß sich die mitteleuropäische Energiebilanz beinahe in vollem Gleichgewicht befindet; somit reduziert sich dieses Problem eigentlich nur auf die Verringerung bzw. allmähliche Ausschaltung des erwähnten Importüberschusses von 781 Millionen M. Das würde also bedeuten, daß sich die auf Ölimport angewiesenen Staaten durch praktische Verwertung der verschiedenen Kohleveredlungsverfahren (insbesondere der Kohleverflüssigung nach Dr. *Bergius*) auf die inländische Ölerzeugung einstellen. Die Richtung dieser Bestrebungen kann durch die praktischen Erfolge gekennzeichnet werden, die Deutschland auf diesem Gebiete bereits erreicht hat. Es wäre heute vielleicht noch zu gewagt, an die vollständige Verdrängung des Ölimportes zu denken, aber in anbetracht der rapiden Steigerung des Ölverbrauches würde der Umstand allein schon ein schönes Resultat bedeuten, wenn wenigstens der von Jahr zu Jahr sich ergebende Mehrbedarf durch künstliche Ölerzeugung gedeckt werden könnte.

Unter dem Gesichtspunkte des unseren Betrachtungen zum Ziele gesteckten Fragenkomplexes, nämlich des mitteleuropäischen Wirtschaftsproblemes, scheint die Behandlung jener Fragen wichtiger zu sein, welche die Energiewirtschaft der einzelnen Länder in gegenseitiger Beziehung berühren.

Die Energiewirtschaft in internationaler Beziehung besteht nach dem heutigen Stand der Dinge eigentlich nur in der gegenseitigen Lieferung bzw. im Ausgleich der in Form von elektrischem Strom gelieferten Energiemengen. Welche Möglichkeiten sich diesbezüglich in der Zukunft ergeben, ist leicht zu beurteilen, wenn man bedenkt, daß sich die Energiewirtschaft in der nächsten Zukunft voraussichtlich nur in folgenden zwei Richtungen entwickeln wird:

1. Bei Energieumwandlungsprozessen, bei welchen sich die Transformierung der zur Verfügung stehenden Naturkräfte in mechanische Arbeit in „stabilen“ Betrieben vollzieht, gehört die Zukunft ohne Zweifel der elektrischen Kraftübertragung. Somit wird die Energieversorgung der Industrie, der Landwirtschaft und mit der Zeit des gesamten Privathaushaltes fast ausschließlich Aufgabe der Elektrizitätswirtschaft werden.

2. Bei Energieumwandlungsprozessen, die nicht in stabilen Betrieben erfolgen, gehört demgegenüber den mit Öl betriebenen Verbrennungsmotoren die Zukunft. Die Energieversorgung auf dem gesamten Gebiete

des Verkehrs wird also — mit Ausnahme der zur Elektrifizierung geeigneten Vollbahnen sowie Straßenbahnen — allmählich ganz auf das Motoröl basiert werden, gleichviel ob es sich um den Auto-, Flugzeug-, Motorschiffahrt- oder Eisenbahn-Motorwagen-Betrieb handelt.

Mit dieser Behauptung haben wir eigentlich schon die nächsten Ziele unserer Energiewirtschaft festgestellt, wodurch wir zwei hochwichtige Probleme in den Vordergrund der aktuellen Fragen stellten: 1. die allgemeine Elektrifizierung und 2. die Motorölversorgung.

Mit Rücksicht darauf, daß die durch die Staatsgrenzen umschlossenen Gebiete nur höchst selten ein wirtschaftlich vollkommenes Gebilde darstellen, entstand auch aus energiewirtschaftlichen Gründen die Notwendigkeit eines Ausgleiches zwischen den interessierten Staaten, welcher dem Wesen nach aus dem Export der Energieüberschüsse bzw. aus dem Ersatz des Energiemangels durch Import besteht. Während sich dieser Ausgleich in Form von Kohle, Brennholz, Öl usw. bis zum Anfang dieses Jahrhunderts ausschließlich im Rahmen des internationalen Warenverkehrs abwickelte, wurde der internationale Energieausgleich — eben durch die unbegrenzten Möglichkeiten der elektrischen Kraftübertragung — heute zu einem vom Warenverkehr ganz unabhängigen Faktor des Außenhandels, wie dies aus Tafel 18 ersichtlich ist, welche den zwischenstaatlichen Energieverkehr Mitteleuropas veranschaulicht.

Über den größten Energieexport verfügt die Schweiz; derselbe beträgt ca. 850 Millionen kWh im Jahr, also mehr als 20 % der gesamten Stromerzeugung von 4100 Millionen kWh im Jahr. Im Falle der maximalen Ausnutzung der elektrischen Zentralen könnte diese Stromerzeugung im Jahr bis 5500 Millionen kWh erhöht werden. Entsprechend dem großen Elektrifizierungsfaktor ist auch der spezifische Stromverbrauch in der Schweiz am größten, und zwar rund 1000 kWh pro Einwohner und pro Jahr. Der durch die schweizer Wasserkräfte erzeugte billige Strom wird nicht nur in der weiteren Elektrifizierung der Schweiz, sondern auch der Nachbarstaaten eine wichtige Rolle spielen.

Deutschland hat zwar eine Ausfuhr an elektrischer Energie, u. zw. ca. 90 Millionen kWh im Jahr — zum größten Teil nach Frankreich und der Tschechoslowakei — anderseits ist jedoch das Reich auf Import angewiesen — vornehmlich aus der Schweiz, dann aus Österreich und und aus dem Saargebiete — insgesamt bis 320 Millionen kWh im Jahr. Die Elektrifizierung ist in Deutschland am weitesten vorgeschritten, indem 92 % der Einwohner mit Strom versorgt sind, demgegenüber ist die Intensität des Verbrauches noch ziemlich zurückgeblieben, indem sich der spezifische Stromverbrauch nur auf 350 kWh pro Einwohner im Jahre beziffert. Die Elektrifizierung der Industrie steht auf hoher Stufe und erreichte den Grad von ca. 73 %, demgegenüber ist der Grad der Elektrifizierung der Vollbahnen Deutschlands — obzwar die Länge der elektrifizierten Linien in Deutschland, der Schweiz und Italien ungefähr übereinstimmt — gegenüber dem prozentuellen Grade der beiden anderen Länder etwas zurückgeblieben.

Frankreichs Export an elektrischer Energie beträgt insgesamt nur 20 Millionen kWh gegenüber dem Import von 330 Millionen kWh, welcher zum größten Teil aus der Schweiz stammt. Auf den westlichen Abhängen der Alpen wurden zahlreiche Wasserkräfte ausgebaut, welche mit den Kohlenkraftwerken im Nordwesten kooperieren sollen, um den größten Energiebedarf, der vor allem in Mittelfrankreich auftritt, zu decken. Die Elektrifizierung der Industrie ist im Vergleich zu Deutschland noch stark zurückgeblieben, dagegen ist dieselbe im Eisenbahnbetriebe besser vorgeschritten. Der spezifische Stromverbrauch beträgt 240 kWh pro Einwohner.

Wie aus Tafel 18 ersichtlich ist, exportieren von den übrigen Staaten noch Österreich, Belgien und Polen in kleinerem Maße elektrische Energie, von den Importländern kann Italien hervorgehoben werden,

Tafel 18

Zwischenstaatlicher Energieverkehr in Mitteleuropa

	Einfuhr	Ausfuhr	Spezifischer Stromverbrauch kWh je Einwohner
	Mill. kWh		
Deutsches Reich	320	90	330
Frankreich	330	20	240
Belgien	—	10	420
Polen	—	10	75
Tschechoslowakei	7	—	95
Italien	340	—	190
Niederlande	3	—	235
Österreich	—	20	360
Rumänien	—	—	20
Ungarn	—	—	58
Schweiz	—	850	1000
Jugoslawien	—	—	22
Bulgarien	—	—	4
	1000	1000	210 im Durchschnitt

welches Land den besten Elektrifizierungsfaktor nach der Schweiz und das entwickeltetste Energieverteilungsnetz nach Deutschland besitzt. Die unter günstigen Wasserverhältnissen arbeitenden Wasserkraftwerke an den Südabhängen der Alpen mit zahlreichen Speicheranlagen und dadurch sehr gutem Ausnutzungsfaktor vermindern die Kohleneinfuhr von Jahr zu Jahr. Dasselbe bezweckt auch der Stromimport in der Höhe von ca. 340 Millionen kWh im Jahr, welcher fast ausschließlich aus den Wasserkraftanlagen der Süd-Schweiz stammt. Das beste Resultat erreichte Italien durch die Elektrifizierung seines

nördlichen Eisenbahnnetzes, und sein spezifischer Stromverbrauch von 190 kWh pro Einwohner erreicht ungefähr den Durchschnittswert für Mitteleuropa.

Abgesehen von dem Stromimport der Tschechoslowakei bis 7 Millionen und der Niederlande bis 3 Millionen kWh, beteiligen sich die übrigen Staaten vorerst noch nicht an dem internationalen Energieverkehr. Auch so erreichte dieser zwischenstaatliche Stromverkehr der bezeichneten Länder schon im Jahr 1926 eine Höhe von 1000 Millionen kWh, was ungefähr dem Verkehr von 1—1,2 Millionen t Steinkohle oder rund 200 000 Waggon Braunkohle entspricht.

Ohne ungewisse Prophezeiungen auszusprechen, kann man ruhig behaupten, daß dieser Verkehr nur einen Bruchteil jenes internationalen elektrischen Energieverkehrs darstellt, welcher infolge der Kooperation verschiedener Zentralen — zwecks gegenseitiger Sicherung einer besseren Ausnutzung — schon in der nächsten Zukunft eintreten wird.

Der überaus günstige Einfluß dieses Energieverkehres, sowie die weitere Entwicklung der internen Energiewirtschaft eines jeden Staates kann an Hand der oben behandelten Energiebilanz von Jahr zu Jahr beobachtet werden. Wie wir sehen konnten, ist dieselbe geeignet, nicht nur über die jeweilige Gestaltung des Energiebedarfes und der Produktion genaue Aufklärung zu geben, sondern sie bietet auch die Möglichkeit, die wirtschaftliche Beeinflussung der Handelsbilanz durch die Energiewirtschaft des betreffenden Landes in übersichtlicher Weise kenntlich zu machen.

Unter der Voraussetzung, daß die genauen und verläßlichen statistischen Daten über die Produktion und den Verbrauch an den verschiedenen Energieträgern allgemein zur Verfügung stehen werden, erscheint die behandelte Methode zur Aufstellung der Energiebilanz nach einheitlichen Gesichtspunkten in allen Staaten und somit zur Verwendung in der internationalen Weltkraftstatistik unter den bisher bekannten Verfahren vielleicht am zweckmäßigsten.

Summary

The present paper deals with the establishment of a uniform balance sheet such as would appear suitable for representing numerically the economic effects of the power supply of a state on its trade balance. After giving a general survey of the part played by energy supply in modern industry, the author estimates the quantity of energy consumed by the total population of the world and calculates the energy demand per individual, covered by organic and inorganic sources of energy supply.

He then discusses the establishment of an energy balance, which he classifies under the various fuels as primary and secondary bearers of energy and, by comparing the energy demand with the quantity generated locally, so obtains the required balances between supply and demand. This balance accordingly represents the excess or deficit of energy and, therefore, the quantity which can be exported from, or must be imported into, the country concerned. The energy balance must include not only data as to weights but also concerning the

calorific value of the individual bearers of energy, which if added to the equivalent in calories of the water powers as well as the quantity of current exported or imported brings the total energy demand and energy production to a common denominator and so gives their algebraical sum.

In addition to the above data the energy balance also includes the specific energy demand as well as the electrification factor of the country concerned — an item that would appear particularly useful in comparing the national economy of different countries in this respect.

The author also considers the energy balances of Central European States individually which he compares by means of special diagrams. He then obtains the algebraical sum of the individual energy balances from which he finds the energy balance of the Central European States as a whole. As these individual energy balances also include the monetary value of the quantities of energy exported, which is also reflected in the total balance. This leads to the exceedingly interesting result that the energy balance expressed in thermal units balances perfectly, while financially there is a debit of about 800,000,000 marks.

The reason for this lies in the fact that the chief form of energy exported on the continent is coal while the calories contained in the crude oil imported are considerably more costly in comparison with coal.

The author considers that the best method of improving the power supply problem consists of an intensive system of power supply co-operation in the form of an exchange of energy or the mutual interchange of electric current. The quantity of energy exchanged as far back as 1926 amounted to about 1,000,000,000 kilowatt-hours per annum and since then has increased very considerably from year to year.

The effects of this interstate energy balance as well as the rationalisation of internal power supply may be observed most easily by drafting energy balance sheets from year to year. On this account the introduction of this method in dealing with World Power statistics would appear to be fully justified.

Italien

Untersuchungen über die italienischen Brennstoffe

Comitato Nazionale Italiano

Prof. M. G. Levi und Prof. C. Padovani

Das Brennstoffproblem ist für Italien vielleicht schwieriger als für alle anderen großen Staaten. Trotz unserer reichlichen, mit großem Unternehmungsgeist und technischer Einsicht ausgebeuteten Wasserkräfte hat die Einfuhr von Brennstoffen während der letzten Jahre die Höchstmengen aus der Vorkriegszeit übertroffen, indem die jährliche Einfuhr 14 Millionen Tonnen Kohle und eine Million Tonnen Öle erreichte. Diese Ziffern, die infolge der fortschreitenden industriellen Entwicklung des Landes unzweifelhaft steigende Tendenz haben, lasten schwer auf unserer Handelsbilanz. Die Kgl. Regierung entfaltet eine energische Tätigkeit zur Erhöhung der Brennstoffökonomie, zur rationelleren Verwendung der eingeführten Brennstoffmengen und zur weitestgehenden und zweckmäßigsten Ausbeutung der eigenen Kraftquellen des Landes.

Im folgenden werden wir die vorhandenen Möglichkeiten und die eingeschlagenen Wege zusammenfassend darstellen, die sich auf die bestmögliche Verwertung aller heimischen Energiequellen beziehen, als da sind: feste Brennstoffe, Erdöl, Gasquellen, bituminöse Gesteine. Insbesondere werden wir diese Verwertungsmöglichkeiten vom chemischen Gesichtspunkt behandeln, indem wir die Resultate der Untersuchungen darlegen, welche die Verfasser dieser Denkschrift und ihre Kollegen von der Brennstoffsektion während der letztvergangenen sieben Jahre, zuerst an der Höheren Lehranstalt für Angewandte Chemie in Bologna und hierauf an der Kgl. Technischen Hochschule in Mailand, angestellt haben.

Feste Brennstoffe

Nach den letzten amtlichen Feststellungen ist das Gesamtvorkommen an festen Brennstoffen in den italienischen Lagern auf ungefähr 440 Millionen Tonnen zu schätzen (vgl. Tafel 1). Diese Schätzung kann unzweifelhaft zufolge weiterer Nachforschungen und genauerer Berechnungen noch eine wesentliche Erhöhung erfahren. So ist es z. B. wahrscheinlich, daß die Braunkohlen wegen der großen Ausdehnung der Lager des Arsatales (Julisches Venetien) zumindest um 50 Millionen Tonnen höher anzusetzen sind, und daß die Anthrazit-Vorkommen des Thuiletales (Piemont), wiewohl ihre Mächtigkeit noch nicht feststeht, 30 Millionen Tonnen erreichen.

Wenn man dem Umstand Rechnung trägt, daß es sich hierbei vorwiegend um Brennstoffe von ziemlich geringem Heizwert handelt, ist es immerhin klar, daß man von unseren festen Brennstoffen — selbst angenommen, daß man die 500 Millionen Tonnen erreichen und sogar überschreiten kann — nicht die Lösung des Brennstoffproblems erwarten kann, sondern nur eine nicht unwesentliche Beihilfe dazu.

Anderseits muß man diese Energiequellen, wie die Lehren des letzten Krieges zeigen, als kostbare Reserve für den Fall außerordentlichen Bedarfes betrachten und demgemäß die jährliche Förderung innerhalb solcher Grenzen halten, daß eine zu rasche Erschöpfung der Lager hintangehalten wird und daß zugleich die Zechen in gutem Zustand erhalten werden, um eventuell eine vermehrte Förderung zu gestatten.

Die Förderung, die im Jahre 1918 zwei und eine halbe Million Tonnen überschritt, ist heute zufolge der Preissenkung der Auslandkohle unter eine Million Tonnen gefallen. Nach den amtlichen Schätzungen beläuft sich die erreichbare Höchstförderung bei Erneuerung der Anlagen — was ein Jahr erfordern würde — auf über vier und eine halbe Million Tonnen. In normalen Zeiten jedoch wäre die Förderung einer solchen Menge außer Verhältnis zur Gesamtmächtigkeit der Vorkommen, welche die Beschränkung auf eine jährliche Förderung von höchstens drei Millionen Tonnen rätlich erscheinen läßt.

Es ergibt sich nun im wesentlichen die Aufgabe, die wirtschaftlichste Gewinnung und die rationellste Verwertung dieser heimischen Brennstoffmengen zu ermitteln, um mit Vorteil die Einfuhr einer entsprechenden Menge ausländischer Brennstoffe zu ersparen. Die Lösung dieser Aufgabe ist nicht leicht. Unsere Brennstoffvorkommen sind auf über 100 Lager verstreut, von denen bloß jenes von Valdarno mit Bestimmtheit 100 Millionen Tonnen mächtig ist, und nur acht oder zehn die Menge von 10 Millionen Tonnen überschreiten. Demzufolge sind die Verhältnisse bei den meisten dieser Lager schwierig, die Errichtung bedeutender Anlagen für deren Verwertung kommt nicht in Frage und die Förderkosten sind hoch, besonders wenn man in Rechnung zieht, daß viele der wichtigsten Lager mit Schächten und Stollen abgebaut werden müssen.

Auch die Qualität unserer Brennstoffe bereitet der Ausbeutung Schwierigkeiten, da von der oben erwähnten Gesamtmenge ungefähr 25—30 Millionen Tonnen auf Torf entfallen, der allgemein einen sehr hohen Gehalt an Asche und einen ziemlich bedeutenden an Schwefel hat.

Unter den heimischen Brennstoffen sind die Lignite weitaus überwiegend. Unter dieser Bezeichnung versteht man in Italien alle Brennstoffe, die sich nach dem Karbon gebildet haben. Den größten Teil von diesen Ligniten, ungefähr 180 Millionen Tonnen, bilden die sogenannten Torflignite, das sind solche von amorpher Struktur, mit einem Heizwert zwischen 3000 und 5000 kcal (in trockenem Zustand) und fast durchweg überaus hohem Feuchtigkeitsgehalt.

Die Verwertung dieser Lignite muß im allgemeinen gleich bei der Grube unter Vermeidung jeden Transportes erfolgen. Sie kann aus-

Mächtigkeit der Lager nach Regionen		
Torf (trocken)	t	
Piemonte	—	
Lombardia	1 000 000	
Veneto	5 000 000	
Emilia	—	
Toscana	12 720 000	
Lazio	—	
Abruzzi	7 500 000	26 220 000
Torfartige Lignite		
Piemonte	—	
Lombardia	6 000 000	
Emilia	—	
Marche	—	
Toscana	29 900 000	
Umbria	56 600 000	
Lazio	800 000	
Abruzzi	300 000	
Campania	8 000 000	
Basilicata und Calabria	78 000 000	
Venezia Giulia	—	179 720 000
Holz-Torfartige Lignite		
Toscana	98 000 000	
Umbria	13 500 000	111 500 000
Braunkohlen		
Piemonte	150 000	
Liguria	300 000	
Veneto	615 000	
Venezia Giulia	50 000 000	
Toscana	28 300 000	
Calabria	700 000	
Sicilia	300 000	
Sardegna	40 000 000	120 365 000
Anthrazite		
Toscana	—	
Sardegna	1 000 000	
Piemonte	—	1 000 000
Zusammen		438 805 000

* Aus der Arbeit von Ing. Nicolò Gavotti: „Lignit-Vorkommen und Förderung“ in „Il Calore“ Juni 1928.

Förderung nach Regionen					
1918		1927		Mit zu errichtenden Anlagen erreichbare Höchstförderung**	
t		t		t	
22 100		—		—	
66 000		6 645		35 000	
19 865		550		550	
130 820		—		—	
33 969		21 125		132 000	
200		—		—	
5 134	278 088	640	28 960	96 640	264 190
1 917		—		2 100	
75 145		—		96 000	
1 120		—		—	
539		—		—	
313 566		24 574		705 000	
150 367		146 060		516 000	
25 610		—		40 000	
7 405		1 080		—	
14 054		—		150 000	
5 307		249		63 000	
38 690		—		150 000	
—	636 396	180	172 143	—	1 737 100
1 016 670		451 467		1 370 000	
159 941	1 176 611	148 839	600 306	236 000	1 606 000
13 728		3 720		15 000	
19 579		2 355		48 000	
40 939		9 480		30 000	
—		4 439		48 000	
—		147 250		200 000	
211 426		100 901		494 000	
798		—		—	
778		—		—	
82 983	370 231	23 553	291 698	150 000	985 000
—		400		—	
16 776		9 499		20 000	
16 569	33 345	6 940	16 839	18 000	38 000
	2 494 671		1 109 946		4 630 290

** Binnen einem Jahre ausführbare Anlagen

Tafel 2 Analytische Daten betreffend die wichtigsten

Nr.	Region und Provinz	Vorkommen bzw. Zeche	Beschaffenheit des Vorkommens	Schätzung der Vorräte in Tonnen (bei Torf m³)
	Torf			
1	Toscana Lucca	Massaciuccoli	Flöz von 3,30—6 m Stärke	100 000 000 m³
2	Abruzzi Aquila	Campotosto	Flöz von 6—14 m Stärke	50 000 000 m³
	Torfartige Lignite			
3	Lombardia Bergamo	Valgandino e Leffe	Zwei Flöze je bis 6 m stark (Pliozän)	6 000 000
4	Toscana Firenze	Mugello, Pagliano, Lumena, Barberino	Ein bis drei Flöze von 1,50—3 m mittlerer Stärke (Pliozän)	15 000 000
5	Umbria Perugia	[illegible]	Ein Flöz von 1,50 bis 12 m Stärke; mittlere Stärke 6—7 m (Pliozän oder jünger)	20 000 000
6		Gualdo Cattaneo	Drei bis fünf Flöze von 1,20 bis 11 m Stärke; einer hiervon in der mittleren Stärke von 5—6 m (Pliozän)	10 000 000
7	Campania Benevento	Morcone	Drei Flöze, wovon einer etwa 4, einer 2 und einer 4 m stark, durch 8 m starke Schichten von Quartärton getrennt	8 000 000
8	Basilicata (und zum Teil Calabria)	Mercure	Gegenwärtig sind 2 Flöze von bis zu 8 m Stärke bekannt. Die mittlere Stärke des bedeutenderen ist wenigstens 3 m (Quartär)	75 000 000
	Holz-Torfartige Lignite			
9	Toscana Arezzo und Firenze	Valdarno Typ A „Weiße" „ B „Braune" „ C „Braunerdige" „ D „Geklaubter Bruch" „ E „Bruch"	Flöz von 1,50 bis 30 m: 50 % holziges Material (Pliozän)	92 000 000
10	Umbria Perugia	Spoleto (Morgnano, S. Angelo, S. Silvestro-)	Ein Becken von 5 bis 7 m Mächtigkeit. 28 % holziges Material	10 500 000
	Braunkohle, Triaskohle, Liburnische Kohle			
11	Venezia Giulia	Arsa Typ A „Stückkohle" „ B „Staubkohle"	Verschiedene Schichten von wenigen cm bis zu 1—2 m Stärke (Eozän)	50 000 000
12	Toscana Grosseto	Val Della Bruna (Ribolla) Casteani Collacchia, Poggio alla Foglia Typ A „ B	Hauptflöz von 4 bis 30 m; durchschnittlich 5—6 m stark (Miozän)	16 000 000
13	Sardegna	Gonnesa Typ A (Bacu Abis) „ B (Caput Acquas)	Verschiedene Schichten von wechselnder Stärke (Eozän)	40 000 000

Grubenfeuchtigkeit %	Trockenes Material			Reiner Brennstoff (ohne Asche und Feuchtigkeit)					
	Asche %	Flüchtige Bestandteile %	Oberer Heizwert (Kalorien)	C. %	H. %	O. %	N. %	S. %	Oberer Heizwert (Kalorien)
95	25—30	48—50	3400—3500	52,12	5,28	35,46	2,33	4,78	4530
85	18—60	57,5	4200—4600	56,17	5,79	34,21	2,73	1,05	5000
50	10—15	47—52	5300	65,81	5,05	25,97	2,09	1,08	5940
40	20—50	20—50	2200—5300	62,53	4,58	29,16	1,56	2,12	5660
40—60	20—40	34—45	3200—4700	65,90	4,96	25,96	1,64	1,54	5940
30	20—28	45—65	3700—4700	65,58	4,62	25,82	1,90	2,08	5960
45	18—30	40	3800—4000	63,48	4,79	27,84	2,31	1,58	5860
45—50	23—32	40—43	3700—4800	61,32	4,29	29,78	1,50	3,11	5540
25 50	1,5 6,8 17,3 11,7	38— 63	6300 5760 5030 5500	63,42 65,00 63,26 64,04	5,75 4,72 5,02 5,26	29,83 28,08 28,69 28,69	0,48 1,12 0,96 0,89	0,52 1,08 2,07 1,12	6396 6180 6082 6230
25—50	15,3	38—63	5350	63,20	3,86	31,11	0,78	1,05	6317
15	10—11, 64	62	5250	65,09	4,72	27,11	1,30	1,92	5930
2,58 4,15	13,91 20,74	45,60 39	7020 6237	75,66 72,85	6,16 5,45	5,24 9,41	1,24 1,26	11,70 11,03	8150 7870
10,58 10,83	23,75 26,76	44 42,75	5647 5652	77,57 68,77	5,70 5,87	16,32 20,36	2,36 2,30	2,45 2,54	7400 7700
4	18,63 11,12	38,42	6214 6837	73,50 75,02	5,13 4,86	9,23 6,67	1,78 2,43	10,36 11,02	7640 7690

nahmsweise durch Vergasung mittels eigens ermittelter Verfahren erfolgen, aber im allgemeinen muß man ihre Verwertung durch Verbrennung auf besonderen Rosten oder durch Vermahlung und Brikettierung anstreben. Andere wichtige Lager in Umbrien und in Toscana bestehen aus den sogenannten xyloiden oder holztorfartigen Ligniten (insgesamt ungefähr 110 Millionen Tonnen). Diese haben holzige Struktur und einen Heizwert von ungefähr 5000 Kalorien (in trockenem Zustand). Sie sind oft sehr bitumenreich, ihr Feuchtigkeitsgehalt ist allgemein hoch, derjenige an unverbrennbaren Stoffen ist geringer als bei den Torfligniten und sinkt in gewissen Fällen auf ähnliche Mengen wie beim Holz. Unter allen Lignitarten erscheint diese am geeignetsten für die Tieftemperaturdestillation zwecks Herstellung von Hausbrandkohlen und reichlichen Teermengen. Die aus diesen Ligniten gewonnenen Teere sind übrigens fast immer sehr reich an sauren Bestandteilen und ihre Verwertung muß daher auf andere Weise gesucht werden, als die der Paraffinteere.

Eine Gesamtmächtigkeit von ungefähr 120 Millionen Tonnen wird endlich der dritten Gruppe zugeschrieben, zu welcher außer den Braunkohlen, die zwischen den Ligniten und den Steinkohlen stehen, Trias- und liburnische Kohlen gehören. Diese Brennstoffe haben einen Heizwert von 5000 bis 7500 Kalorien (in trockenem Zustand); sie enthalten begrenzte Mengen von Feuchtigkeit und unverbrennbaren Stoffen. Allgemein sind sie reich an Bitumen und besitzen auch ein gewisses Sinterungsvermögen. Sie sind schwarz, fest, mit konkoidem Bruch. Im allgemeinen eignen sie sich für dieselben Zwecke wie die bituminösen Steinkohlen, und zwar sowohl für die Verbrennung als auch für die Vergasung und Destillation.

Leider sind die bedeutendsten heimischen Vorkommen dieser Brennstoffe, jene in Istrien und in Sardinien, gekennzeichnet durch einen außerordentlich hohen Gehalt an vorwiegend organischen Schwefelverbindungen, welche deren sonst mögliche Verwertung erschweren.

Die Vorkommen an wirklichen Anthraziten sind gering; ihre Förderung ist nicht leicht und ihr Aschengehalt ziemlich hoch. Die Lager sind gewöhnlich im Gebirge und in beträchtlicher Tiefe. Die Untersuchung dieser Vorkommen ist noch im Gange und die betreffenden Schätzungen können noch bedeutende Veränderungen erfahren. Bisher fanden sie beschränkte Anwendung in der Nähe der Fundstätte zur Staubverbrennung oder Vergasung. Die wichtigsten Lager sind unzweifelhaft jene im Thuiletal (Aosta), wo in den letzten Jahren durch eine Reihe von Förderungs- und Transportmaßnahmen eine Kostensenkung und Verbrauchsvermehrung dieses an sich wegen des geringen Feuchtigkeits- und Schwefelgehaltes vorzüglichen, jedoch durchschnittlich 25 % Asche und bloß 3 bis 6 % flüchtige Bestandteile enthaltenden Anthrazits angestrebt wird.

Während des Krieges und der unmittelbar darauffolgenden Jahre machten die Schwierigkeit, ausländische Kohle zu beschaffen, deren hohe Preise und Transportkosten sowie die außerordentlichen, vom

Staat eingeräumten tarifarischen Begünstigungen eine weitgehende Ersetzung ausländischer Steinkohlen durch einheimische Lignite auch auf bedeutende Entfernungen von der Produktionsstätte notwendig und durchführbar. In den letzten Jahren jedoch, nachdem sich in bezug auf ausländische Kohlen wieder normale Förderverhältnisse und ziemlich niedere Preise eingestellt haben, sind von den einheimischen Brennstoffen nur diejenigen einiger Lager und auch diese nur in einem sehr beschränkten Umkreis wettbewerbsfähig. Demnach geht jetzt das allgemeine Streben nach einer Verwertung unserer Brennstoffe an der Grube, und die Regierung fördert diese Bestrebungen durch Einschränkung der Transportbegünstigungen, wogegen steuerliche Erleichterungen und Subventionen für Anlagen zur Verwertung an der Grube gewährt werden.

In der ersten Zeit nach dem Kriege erfolgte die Verwertung auf der Zeche vor allem durch Vergasung nach dem *Mond*-Verfahren zur Herstellung von Ammoniumsulfat, Teer und Heizgas, welches daselbst entweder zur Heizung der Öfen, oder vorwiegend zur Erzeugung von elektrischer Kraft diente, welche dazu bestimmt war, die aus den einheimischen Wasserkräften erzeugten Kraftmengen zu ergänzen. Von diesen, durchweg vom Staat subventionierten Zentralen sind heute einige, ziemlich bedeutende, geschlossen, teils wegen der Preissenkung des Ammoniumsulfats, teils wegen der Schwierigkeit, die schwankende Nachfrage nach thermoelektrischem Strom mit den Betriebserfordernissen großer Gaswerke in Einklang zu bringen. Die Werke selbst stellen jedoch noch immer eine bedeutende Kraftreserve von ca. 50 000 kW dar. Hingegen sind einige größere Anlagen mit Lignit- und Anthrazitfeuerung (Staubverfeuerung) im Valdarno und Val d'Aosta in erfolgreichem Betrieb; erwähnenswert ist das Valdarnowerk mit einer täglichen Leistungsfähigkeit von 50 000 kWh durch Verbrennung von 180 t zu 50 % wasserhaltigen Lignits, welcher zuvor getrocknet und vermahlen wird. Erwähnenswert ist noch in Valdarno die Brikettierungsanlage mit einer Tagesleistung von 60 t Briketts, welche dort unter starkem Druck und ohne Verwendung von Bindemitteln erzeugt werden.

Die von den Verfassern und ihren Mitarbeitern über die festen heimischen Brennstoffe angestellten Untersuchungen sind in ungefähr einem Dutzend Arbeiten niedergelegt, welche teils zu einem Band gesammelt, teils im Wege der Veröffentlichung sind[1].

Fürs erste sind die Verfasser darangegangen, die heimischen Brennstoffe nach Qualitäten zu inventarisieren, indem sie, nebst der approximativen Analyse (auf Asche, Feuchtigkeit, flüchtige Bestandteile, Heizwert), deren Daten meist schon bekannt waren, die Elementaranalyse der wichtigsten Lager vornahmen, insoweit deren Mächtigkeit schätzungsweise 5 Millionen Tonnen überschritt.

In der Tafel 2 sind die Ergebnisse der wichtigsten von den Verfassern vorgenommenen Analysen zusammengefaßt.

[1] Vgl. „Studi e Ricerche sui Combustibili", Bd. I, 1922/1926, Rom, Associazione Italiana di Chimica 1927. Vgl. auch „Annali di Chimica Applicata" 1926/27/28 und die Protokolle des III. Italienischen Kongresses für Reine und Angewandte Chemie, Florenz, 1929.

Laufende Nummer	Vorkommen bzw. Zeche	Halbkoks (trocken)					Prozen-	
		Ausbeute in Gramm je 100 g trockenen Brennstoff	Asche %	Schwefel %	Oberer Heizwert Kal.	Ausbeute in Liter je 100 g trockenen Brennstoff	H_2S	CO_2
1	*Torf:* Massaciuccoli	63,50	40,50	3,90	4358	10,38	6,52	65,98
2	Campotosto	56,80	31,43	0,89	4725	10,36	2,25	59,44
3	*Lignit:* [illegible] e Toffe	60,43	15,20	0,80	5750	11,05	2,5	56,76
4	[illegible]	66,00	25,12	0,99	5320	9,56	7,06	48,66
5	[illegible]	64,25	27,76	1,16	5420	9,88	2,60	58,40
6	[illegible]	71,50	27,20	1,05	5575	11,41	2,76	55,58
7	Morcone	73,75	40,40	1,80	4470	8,24	3,18	47,93
8	Mercure-Becken	70,17	34,14	2,82	4477	10,08	3,94	62,85
9	Valdarno: Typ A „Weißer Lignit"	38,14	2,01	0,46	8165	9,84	3,11	27,36
	„ B „Brauner Lignit"	57,35	12,61	0,62	6902	13,80	6,93	40,78
	„ C „Braunerd. Lig."	63,52	27,71	1,32	5169	11,75	1,33	50,21
	„ D „Geklaubt. Bruch"	58,42	16,97	0,50	6328	13,42	Spur	45,26
	„ E „Bruch"	54,30	24,20	0,54	6303	12,35	5,92	37,06
10	Spoleto	56,45	17,15	1,70	6480	10,93	1,96	51,58
11	Arsa-Becken: Typ A „Stückkohle"	66,28	21,13	5,78	6163	8,27	31,3	7,0
	„ B „Staubkohle"	70,95	33,67	4,44	5263	8,87	28	9,5
12	Val della Bruna Ribolla Typ A	77,73	29,89	1,91	5520	6,04	4,0	20,5
	Typ B	76,26	32,02	1,61	5318	6,35	2,6	19,8
13	Gonnesa: Typ A Bacu Abis	72,80	31,50	6,80	5470	5,70	29,08	15,86
	Typ B Caput Acquas	72,44	20,35	7,00	5510	5,00	26,10	14,28

Tafel 4

Ergebnisse der Verarbeitung des Urteers von Ribolla-Braunkohlen.
Auf 1000 g bezogen

Wasser		22 g
Phenole		
unter 210°	51,66 g	
210°—300°	62,87 g	
über 300°	6,53 g	
Rückstände und Verlust	20,72 g	
	Zusammen	141,78 g
Basen		93,99 g
Neutrale Öle		
unter 210°	111,29 g	
210°—250°	37,53 g	
über 250°	191,70 g	
Rückstände und Verlust	6,16 g	
	Zusammen	346,68 g
Paraffin		21,52 g
Pech und Asphalt		79,03 g
Rückstände bei der Vakuumdestillation (Pechkoks)		252,00 g
Gesamtverlust		43,00 g
	Zusammen	1000,00 g

Gas (luftfrei)									Wasserfreier Teer					
tuelle Zusammensetzung						Gewicht je Liter (berechnet)	Oberer Heizwert (berechnet)	Ausbeute in Gramm je 100 g trockenen Brennstoff	Verhalten bei der Destillation Gewichts-Prozente			Phenole	Paraffin	Schwefel
Unges. KW-Stoffe	CO	H_2	CH_4	C_2H_6	N_2	g	Kal.		<200°	200—300°	>300°	%	%	%
2,83	10,32	—	12,36	—	1,99	1,2240	2412	6,80	14,25	40,25	45,50	43,34	8,97	—
2,26	13,56	9,28	10,38	—	2,83	1,1700	2235	11,54	16,68	39,00	44,32	59,18	6,14	—
4,21	11,23	9,10	15,10	—	1,10	1,1460	2586	12,78	13,80	35,40	50,80	31,89	8,65	—
2,82	13,21	9,77	16,42	—	2,06	1,0790	3215	4,41	19,40	41,75	38,85	46,11	8,56	—
2,70	14,40	—	20,29	—	1,61	1,2160	3017	4,85	20,50	33,70	45,80	22,68	9,28	—
2,84	11,80	12,35	11,43	—	3,24	1,1270	2510	5,10	12,00	40,04	47,96	5,97	11,60	—
4,17	15,08	7,45	19,25	—	2,24	1,0915	31,26	6,06	13,22	46,34	40,44	62,44	4,83	—
2,96	10,55	6,68	9,97	—	3,05	1,2265	2245	2,70	25,00	32,10	46,90	23,10	12,54	—
3,50	26,56	3,07	27,34	2,35	6,68	1,1329	4506	25,60	5,04	56,57	38,39	44,37	1	0,54
2,62	18,17	5,69	14,22	4,59	7,00	1,0942	3522	5,0	9,43	59,81	30,76	28,48	5,32	0,38
2,81	9,52	14,08	16,46	0,86	4,83	1,1201	3616	8,0	8,16	44,89	46,95	24,42	—	1,43
2,38	17,54	10,61	17,76	3,46	2,99	1,1846	3928	10,60	13,04	50,86	36,10	24,50	—	0,99
2,84	19,47	9,27	18,16	2,62	4,66	1,1357	3304	7,09	6,21	43,78	49,99	38,47	—	0,84
4,69	20,68	4,38	14,38	1,97	1,36	1,1610	2701	10,34	15,20	60,00	24,80	66,54	1,71	—
5,6	3,5	7,1	32,2	8,5	4,8	1,1970	7683	16,65	16,38	55,06	27,56	8,05	1	8,83
3,9	1,9	11,1	29,0	12,4	4,2	1,1420	7321	14,23	16,80	45,30	37,81	7,36	1	8,79
5,3	7,5	11,8	34,8	12,3	3,8	1,1520	6821	8,73	15,22	43,87	40,86	16,57	3,10	1,89
2,3	7,7	8,4	22,7	7,9	8,6	1,0010	6801	6,02	18,46	36,52	45,02	14,86	2,22	1,57
5,72	8,37	3,85	22,03	7,39	7,50	0,9707	8444	11,67	16,55	27,20	56,25	35,42	7,12	—
7,50	5,08	—	7,86	32,71	6,47	1,2115	9164	15,80	16,70	26,35	57,15	29,77	6,88	—

Aus der Betrachtung dieser Zahlen sieht man die großen Unterschiede, welche nicht nur zwischen den Ligniten aus verschiedenen Vorkommen, sondern auch zwischen den verschiedenen Bruchgrößen, Qualitäten und Flözen eines und desselben Lagers bestehen, was die Frage der rationellen Verwertung unserer Brennstoffe noch mehr kom-

Tafel 5

Ergebnisse der Verarbeitung des Urteers von S. Giovanni Valdarno Braunkohlen, „*Weißer Typ*". Auf 1000 g bezogen

Wasser		28 g
Flüchtige Phenole in überhitztem Wasserdampf		
unter 200°	12 g	
200°—250°	158 g	
260°—300°	37 g	
über 300°	99 g	
Zusammen		306 g
Flüchtige neutrale Öle in überhitztem Wasserdampf		
unter 200°	4 g	
200°—250°	46 g	
250°—300°	86 g	
über 300°	69 g	
Zusammen		205 g
Weichpech		37 g
Hartpech		370 g
Gesamtverlust		54 g
Zusammen		1000 g

pliziert, da sich für jeden Typ verschiedene Aufgaben und Möglichkeiten ergeben, so daß einem jeden Verwertungsversuch notwendigerweise eine systematische Untersuchung im Laboratorium vorangehen muß.

Die Daten der auf reinen Brennstoff (ohne Asche und Feuchtigkeit) bezogenen Elementaranalyse stellen sich im übrigen ziemlich regelmäßig dar, sofern der Kohlenstoffgehalt einigermaßen regelmäßig mit steigendem Alter des Brennstoffes zunimmt. Immerhin erscheint der hohe Wasserstoffgehalt einiger xyloider Lignite anormal (Tafel 2, Nr. 9 A), ebenso wie der ungewöhnlich große Schwefelreichtum der sardinischen und istrischen Kohle. (Tafel 2, Nr. 11 und 13.)

Unter den Systemen, die die moderne Technik für die rationelle Veredelung geringwertiger Brennstoffe bietet, erscheint die Tieftemperaturdestillation für Italien von besonderem Interesse, da sie flüssige Brennstoffe liefert, deren unser Land in besonderem Maße bedarf, sowie Destillationsrückstände, die sich für den Hausbrand oder für industrielle Zwecke bei besserer Ergiebigkeit eignen, als die natürlichen Brennstoffe.

Aus diesem Grunde wurden die den zu untersuchenden Lagern entnommenen Proben der Tieftemperaturdestillation in *Fischer*schen Aluminiumretorten unterworfen (bei 500÷550°) und einige derselben in größerem Ausmaß in Laboratoriums-Drehöfen. Die Ergebnisse dieser Untersuchungen sind in der Tafel 3 zusammengestellt, wo die Ausbeute an Halbkoks, Gas und Teer angeführt ist, sowie die hauptsächlichen Charakteristika dieser Erzeugnisse.

Man erkennt, daß die Tieftemperaturdestillation unserer meisten Brennstoffe bedeutenden Widerständen begegnet (mit Ausnahme der „weißen" Lignite von Valdarno), wegen des hohen Gehaltes an unverbrennbaren Bestandteilen, die sich im Halbkoks konzentrieren und ihn für die direkte Verbrennung, wie auch für den Transport ungeeignet machen. Was die aus unseren Brennstoffen gewinnbaren Urteere anlangt, so können sie vom Gesichtspunkt ihrer technischen Wertung und ihrer eventuellen Verarbeitung und Ausnutzung in folgende Hauptkategorien eingeteilt werden:

1. Paraffinteere,
2. Saure Teere,
3. Schwefelteere.

Die Paraffinteere, welche am leichtesten unterzubringen sind, sind im allgemeinen auch die in den geringsten Mengen vorhandenen. Von besonderem Interesse ist der Teer aus dem Lignit des Ribollabeckens (Taf. 2, Nr. 12), welcher im Laboratorium in halbindustriellem Ausmaß verarbeitet wurde, wobei sich die in Tafel 4 zusammengestellten Resultate ergaben.

Am reichlichsten sind die *sauren Teere* vorhanden, welche durch Destillation von bestimmten Sorten xyloider Lignite entstehen, die mit anderen Typen vermengt in den toskanischen Lagern gefunden werden. Unter diesen ist jener von dem sogen. weißen Lignit aus dem Lager von S. Giovanni Valdarno der wichtigste (Tafel 2, 9 A). Dieser Lignit

ist höchst bemerkenswert wegen seines hohen Wasserstoff- und geringen Aschengehaltes (3—4 %); er kommt in diesem Lager im Verhältnis von 10 % dicht vermengt mit dem sogen. braunen Lignit vor (Tafel 2, 9 B), welcher von jenem grundverschiedene Merkmale aufweist und einen Teer von paraffinösem Typ liefert.

An den sauren und Phenolfraktionen dieser Teere sind besonders eingehende Untersuchungen angestellt worden, um so mehr, als unlängst die Erzeugung in einem in Castelnuovo dei Sabbioni (Arezzo) konstruierten Probeofen in halbindustriellem Maßstab aufgenommen worden ist. Die industrielle Verarbeitung dieser Teere hat die in Tafel 5 verzeichneten Resultate gezeitigt.

Die Behandlung dieser Teere mit Lösungsmitteln nach *Morgan* hat sehr interessante Ergebnisse gehabt und bestätigt, daß dieser Teer über 50 % effektiv sodalösliche Stoffe enthält, wovon die Hälfte ungefähr in Petroläther löslich ist, während die andere Hälfte harzartiger Natur ist.

Es wurden auch 5,2 % Carboxylsäuren isoliert sowie interessante Stoffe von huminartigem Charakter.

Die Verwertung dieser so reichlichen Phenolfraktionen drängt sich demgemäß jedermann auf, der auf wirtschaftlicher Grundlage an die industrielle Destillation dieser Lignite gehen will. Diese Verwertung kann in der Beimengung dieser Erzeugnisse zu anderen üblichen Stoffen für die Holzimprägnierung bestehen. Die Verfasser haben unter Mitarbeit der Società Italiana Rueping per l'Impregnazione del Legname (Rueping, Italienische Gesellschaft für Holzimprägnierung) das hohe fäulnishindernde Vermögen dieser Erzeugnisse nachgewiesen.

Eine ertragreichere Verwertung könnte aus der Umwandlung in synthetische Harze durch die Kondensation mit Formaldehyd resultieren oder durch die Umwandlung in Kohlenwasserstoffe. Die Möglichkeit, mit Formaldehyd zu sauren und basischen Kondensaten zu gelangen, ist nachgewiesen worden. Ebenso eine Ergiebigkeit an Benzolen von über 30 % sauren Fraktionen dieser Teere durch Hydrierung bei 700—800°.

Diese Untersuchungen werden auf breiterer Basis fortgesetzt.

Die bereits erreichten Resultate lassen schließlich voraussehen, daß bei einer Erzeugung dieser Teere in industriellem Ausmaß ihre Verwertung durch chemische Umwandlungen in hochwertige Produkte möglich wäre.

Die Untersuchung der Teere aus der dritten Kategorie ist noch nicht sehr weit gediehen. Es ist klar, daß der außerordentlich hohe Schwefelgehalt der Ausgangskohlen und die Verteilung dieses Schwefels in den verschiedenen Destillaten der industriellen Tieftemperaturdestillation und der Verwertung der Derivate schwere Hindernisse entgegenstellen.

Eine solche Verwertung wird durch eine gründliche Entschwefelung möglich werden, die an den gewonnenen Produkten oder besser noch im Laufe der Destillation selbst vorgenommen wird.

Auf diesem Wege systematisch vorgehend haben die Verfasser vor allem die Verbindungsarten des Schwefels in den Ausgangsbrennstoffen,

Tafel 6

Verbindungsarten und Verhalten des Schwefels in den Sardinischen und Istrischen Steinkohlen

Verhalten bei der Verbrennung			
Brennstoff	Schwefel insgesamt	brennbarer Schwefel	fixer Schwefel
Arsa-Kohle (Taf. II, Nr. 11)	10,63	7,56	3,01
Bacu-Abis-Kohle (Taf. II, Nr. 13/A) .	8,51	5,30	3,20
Caput-Aquas-Kohle (Taf. II, Nr. 13/B)	9,85	7,90	2,87

Verbindungsarten des Schwefels			
Brennstoff	Sulfat-schwefel	Pyrit-schwefel	Organischer Schwefel
Arsa-Kohle	0,10	0,52	9,90
Bacu-Abis-Kohle	0,31	3,41	4,70
Caput-Aquas-Kohle	0,18	2,47	6,93

Verhalten bei der Destillation unter verschiedenen Temperaturen und bei der Muck-Probe auf flüchtige Bestandteile

Destillations-temperatur	Arsa-Kohle Schwefel % im			Bacu-Abis-Kohle Schwefel % im			Caput-Aquas-Kohle Schwefel % im		
	festen Destillat	flüssigen Destillat	gasförmigen Destillat	festen Destillat	flüssigen Destillat	gasförmigen Destillat	festen Destillat	flüssigen Destillat	gasförmigen Destillat
400°	5,98	1,54	3,11	6,05	1,04	1,43	6,85	1,27	1,63
700°	3,30	3,13	4,20	4,50	1,97	2,08	5,20	2,00	2,55
1000°	1,86	3,60	5,17	3,70	1,91	2,99	3,89	1,95	4,11
Muck-Probe	3,91	6,72		4,18	4,39		4,46	5,39	

sowie deren Verhalten während der Destillation oder Vergasung untersucht (Tafel 6).

Es ergab sich, daß sowohl bei den istrischen als auch den sardinischen Kohlen, welche eine auffallende Ähnlichkeit untereinander aufweisen, der Schwefel hauptsächlich in organischer Form leicht verflüchtigend und verbrennend auftritt.

Eine Entschwefelung der Teere durch Hydrierung unter Druck ist bisher noch nicht gelungen. Hingegen ergab eine Hydrierung der Kohle nach *Bergius* reichliche Mengen vollkommen schwefelfreier, flüssiger Produkte. Zur Zeit sind Versuche im Gange, schwefelfreie, flüssige Derivate durch minder gewaltsame Methoden als die *Bergius*-Hydrierung zu erhalten.

Die Verfasser konnten nicht umhin, ihre Aufmerksamkeit und Untersuchungstätigkeit der Möglichkeit zuzuwenden, aus unseren Ligniten hochwertige flüssige Brennstoffe durch direkte Hydrierung unter Druck

nach *Bergius* zu erhalten; sie haben wiederholt die Betriebe in Mannheim-Rheinau und später in Leuna besucht und auch von Dr. *Bergius* mit italienischen Ligniten angestellte Versuche kontrolliert. Sie haben in Bologna und in Mailand eine *Bergius*-Anlage mit intermittierendem Betrieb eingerichtet. In dieser Anlage wurden von den Verfassern und deren Mitarbeitern eine Anzahl Hydrierungsversuche nach der bekannten von *Bergius* für Laboratorien angegebenen Methode an Ligniten aus Valdarno und Ribolla und an der Schwefelkohle der Arsa wie auch an deren ursprünglichen Teeren und Halbkoksen vorgenommen. Die Ergebnisse dieser Untersuchungen sind in den oben erwähnten Arbeiten gesammelt. Man kann sie, wie folgt, zusammenfassen: Die xyloiden Lignite von Valdarno und auch die Braunkohle von Ribolla eignen sich nicht für die *Bergius*-Hydrierung.

Die direkte Hydrierung der Teere in unverarbeitetem Zustand, wie sie *Bergius* angibt (Erhitzung in der Bombe auf ungefähr 450° und bei 200—225 at Druck bis zur Aufnahme des Wasserstoffes, ohne andere Katalysatoren als Eisenoxyd), führt nicht zu erwähnenswerten Resultaten.

In diesem Zustand ist die Hydrierung der Teere schwierig, und das Kracken überwiegt die Hydrierung.

Die Halbkokse nehmen bei hoher Temperatur sehr bedeutende Wasserstoffmengen auf, doch ist der Ertrag an flüssigen Produkten gering.

Teere, Halbkokse und Lignite von verschiedenem Typ weisen untereinander sehr ähnliche Hydrierungskurven auf, ein Beweis, daß die physikalische Struktur große Bedeutung für den Verlauf des Prozesses hat.

Erhebliche Resultate hat die Hydrierung der Arsakohle gezeitigt. Abweichend von den von *Bergius* selbst mit dieser Kohle erzielten Ergebnissen, wurden die günstigsten Resultate durch wiederholte Hydrierung bei weniger als 400° erzielt. Unter diesen Bedingungen wurden 35—40 % Öle aus der getrockneten Kohle erhalten, davon 23 % mit einem Siedepunkt von unter 230°.

Diese Öle sind praktisch schwefelfrei. Wenn man die Benzinausbeute auf aschen- und schwefelfreie Kohle bezieht, so ergibt sich der wirklich bedeutende Ertrag von nahezu 30 %. Wie schon gesagt, ist die *Bergius*-Hydrierung der einzige Weg, auf welchem bis jetzt aus dieser Kohle ein erheblicher Ertrag an praktisch schwefelfreien Ölen zu erzielen war. Bei der Hydrierung des ursprünglichen Teeres ist die Entschwefelung nicht vollständig.

Die Verfasser fahren fort, die Hydrierung nach *Bergius* an anderen Kohlenarten zu erproben, wobei sie systematisch die Wirkung veränderter Versuchsbedingungen unter Hinzunahme von katalytischen Substanzen beobachten. Zur Zeit wenden sie sich, aus den Lehren der ungeheuren industriellen Erfahrung der I. G. Farbenindustrie in Leuna schöpfend, mehr der Hydrierung der flüssigen Produkte der Tieftemperaturdestillation zu, den Pechen und Teeren.

Außer den bisher erwähnten Arbeiten zwecks Verwertung unserer festen Brennstoffe, obliegt die Brennstoffabteilung anderen Aufgaben, die die Vergasung der Brennstoffe, ihrer Kokse und Halbkokse betreffen, vor allem zur Gewinnung von Wassergas und wasserstoffreichen Gasen, die Verwendung von einheimischen Bindemitteln und die kombinierte Wirkung der Brikettierung und Krack-Destillation von Öl- und Kohlengemischen.

Im Verlaufe ihrer Arbeiten haben die Verfasser natürlich viele analytische Probleme untersucht und entwickelt. Eine Methode für die Bestimmung der Feuchtigkeit bei Durchzug von inaktiven Gasen, eine andere für die Bestimmung des Paraffins in den Teeren mit Essigsäure, eine weitere für die thermische Feststellung der Phenolkomponente wurden in kürzlich veröffentlichten Arbeiten entwickelt und beschrieben.

Die Erdöle Italiens

Obwohl Italien nach der allgemeinen Meinung der Geologen vielfach Merkmale und Anzeichen für das Vorhandensein von Öl aufweist, haben die bisher vorgenommenen Bohrungen und Forschungen geringe oder gar keine Erfolge gezeitigt, und die Gesamtjahresproduktion von 5—6000 t entspricht nur ungefähr 5—6 ‰ der eingeführten Mineralölmenge. Wie bekannt, hat die Regierung in den letzten Jahren die Azienda Generale Petroli (Allgemeine Erdöl-Unternehmung) gegründet, welcher insbesondere die Aufgabe zugewiesen wurde, die geologischen, geophysischen und geosismischen Forschungen zur Erdölsuche zu organisieren und durchzuführen. Einige Tiefbohrungen sind bereits von der „Azienda" auf Grund dieser Forschungen an den am aussichtsreichsten gehaltenen Stellen begonnen worden, doch bisher ohne Erfolg.

Das wichtigste Petroleumgebiet Italiens erstreckt sich in der Provinz Piacenza am Außenrand der Apenninen. Diese Werke fördern jährlich ca. 4000 t aus über 200 Bohrlöchern. Das Öl aus dieser Gegend ist gekennzeichnet durch große Reinheit und Flüchtigkeit, so daß es fast dem Benzin gleichkommt. Die Destillation dieses Rohöls ergibt die folgenden Daten:

bis 150°	55	Gewichtsprozente,
von 150—270°	35	,,
,, 270—300°	7	,,
Rückstände	3	%

Die Verarbeitung dieses Öls ist demgemäß sehr einfach. Andere Produktionsgebiete liegen in den Provinzen Parma und Pavia, wie auch in Ripi (Rom) und S. Giovanni Incarico (Caserta), welche insgesamt 2000 t fördern. Während das Öl von Ripi bei 150° zu 20 % destilliert, ist jenes von S. Giovanni Incarico sehr schwer (0,998) und siedet bei über 200°. Es enthält überdies ungefähr 5 % Schwefel.

Mit diesem Öl haben die Verfasser einige Versuche mit dem Kracken in der geschlossenen Hochdruckbombe und mit der Hydrierung nach *Bergius* vorgenommen. Der Vergleich des Ablaufes beim Kracken und

bei der Hydrierung war besonders interessant, was aus den folgenden Daten erhellt.

Aus 100 g Rohöl	Bei einfacher Destillation	Bei Kracken und Destillation	Bei Hydrierung und Destillation
Beginn der Destillation bei	200°	65°	82—83°
Öle unter 200°	—	7,5%	20,0%
Öle zwischen 200° und 300°	16,0%	7,5%	20,0%
Öle über 300°	67,0%	10,0%	22,0%
Rückstand und Verluste	17,0%	75,0%	38,0%

Bei der Hydrierung sank der Schwefelgehalt von 4,92 % (beim Rohöl) auf 2,17 % (beim hydrierten Öl).

Während die Erdölsuche fortgesetzt und intensiviert wird, stehen in unserem Lande schon einige bedeutende Betriebe zum Kracken vor der Eröffnung, die bestimmt sind, ausländische Rohöle und Rückstände, sowie Schwerpetrole und italienische bituminöse Öle zu verarbeiten.

Erdgase

Italien ist außerordentlich reich an Vorkommen brennbarer Kohlenwasserstoffgase. Ein Teil dieser Vorkommen tritt zusammen mit jenen an Erdöl bei Piacenza, Salsomaggiore, Parma auf.

Ein Teil tritt gänzlich trocken im toscanischen und emilianischen Apennin auf, und einige dieser Quellen sind schon seit den Zeiten des älteren Plinius bekannt und beschrieben. Andere treten mit heißen oder Jodsalzquellen in Thermalregionen auf. Andere begleiten Schlammausbrüche, und andere endlich in der emilianischen Ebene entspringen dem Boden zusammen mit dem Wasser der artesischen Brunnen. Außer diesen sind noch die Vorkommen vulkanischen Charakters zu erwähnen, die jedoch als Brennstoffe wegen der ungeheuren Menge von Kohlensäure und Wasserdampf, der sie im allgemeinen begleitet, geringe Bedeutung haben.

Die Verwertung dieser Emanationen hält sich bis jetzt in sehr engen Grenzen. In den Petroleumgebieten finden sie beim Antrieb der Grubenmotoren Anwendung. In Salsomaggiore gelangen täglich 5000 m³ zur Heizung der Kessel eines Kraftwerkes nach einem höchst modernen System zur Oberflächenverbrennung. Im übrigen verzeichnet man nur sporadisch geringfügige Verwendung im Haushalt.

In letzter Zeit jedoch haben einige Gruppen sich für die Frage interessiert und studieren die Möglichkeiten thermischer oder chemischer Auswertung dieser Gase in größerem Maßstab.

Gegen die Verwertung dieser Gase spricht die sehr geringe Ergiebigkeit dieser Vorkommen, die sehr oft nur einige hundert Kubikmeter pro Tag beträgt. Sie treten übrigens ganz spontan auf und wurden zufällig bei der Bohrung nach Erdöl und Wasser aufgefunden; im allgemeinen entspringen sie in mäßiger Tiefe.

Laufende Nr.	Ortschaft	Provinz	Form des Auftretens
1	Borgo di Sopra	Piacenza	Ölsonde
2	Villanova	Ravenna	Brunnen
3	Bagni Poretta	Bologna	Gas und Salzwasser
4	,, ,,	,,	,,
5	Grecchia	,,	Gas
6	Gaggio Montano	,,	,,
7	Casa di Cristo	,,	,,
8	Santona Sassostorno	Modena	,,
9	Sassatella	,,	,,
10	Boccasuolo	,,	,,
11	Barigazzo	,,	,,
12	Savigno	Bologna	,,
13	,,	,,	,,
14	Bontebonello	Modena	Ölsonde in 693 m Tiefe
15	,,	,,	,,
16	,,	,,	,,
17	Ospitaletto	,,	Sohle
18	Pietramala	Firenze	Gas
19	,,	,,	,,
20	,,	,,	,,
21	Convento	Parma	Brunnen
22	Pilastrello	,,	,,
23	S. Martino Pedriolo	Bologna	Sohle
24	Casola Querciola	Reggio Emilia	,,
25	La Vecchia	,, ,,	Ölquelle
26	S. Bartolomeo	,, ,,	Brunnen
27	Cà Bertacchi	,, ,,	Sohle
28	Belvedere	Bologna	Gas
29	La Fabbrica	,,	Sohle
30	Bergullo	,,	,,
31	Consandolo	Ferrara	Brunnen
32	,,	,,	,,
33	,,	,,	,,
34	,,	Bologna	,,
35	,,	Ferrara	,,
36	S. Biagio	,,	,,
37	Consandolo	,,	,,
38	Argenta	,,	,,
39	Bocca Leone	,,	,,
40	Salsomaggiore	Parma	,,
41	,,	,,	,,
42	Cento Pozzi	,,	Ölquelle
43	Salso Minore	,,	,,
44	,,	,,	,,
45	Salsomaggiore	,,	,,
46	,,	,,	Stadtgasleitung
47	Torre	,,	Sohle
48	,,	,,	,,
49	Miano	,,	Bergwerk

Prozentuelle Zusammensetzung auf luftfreies Gas bezogen				Gewicht von 1 l Gas (berechnet)	Dichte auf Luft 1 bezogen (berechnet)	Heizwert (berechnet) Kal.
CO_2	CH_4	C_2H_6	N_2			
0,6	97,2	—	2,2	0,7361	0,5693	9 260
0,5	97,4	—	2,1	0,7343	0,5680	9 280
1,3	92,2	—	6,5	0,7679	0,5940	8 787
0,8	94,7	—	4,5	0,7509	0,5808	9 022
1,5	95,6	—	2,9	0,7512	0,5811	9 108
0,8	96,3	—	2,9	0,7424	0,5748	9 175
0,3	98,4	—	1,3	0,7275	0,5627	9 375
0,6	96,9	—	2,5	0,7449	0,5762	9 327
—	98,1	—	1,9	0,7269	0,5622	9 346
2,8	96,2	—	1	0,7574	0,5854	9 165
1,3	96,9	1	0,8	0,7439	0,5754	9 400
0,4	97,6	1	1	0,7336	0,5674	9 465
0,2	96,7	—	3,1	0,7359	0,5692	9 213
0,4	95,6	2,7	1,3	0,7460	0,5770	9 561
0,3	95,6	1,4	2,7	0,7440	0,5755	9 342
—	87,7	10,3	2	0,7935	0,6138	10 082
1,7	91,7	—	6,6	0,7734	0,5982	8 736
2	92,8	4,6	0,6	0,7741	0,5992	9 612
2	92,8	2,4	2,8	0,7723	0,5974	9 243
1,5	90,4	3,7	4,4	0,7829	0,6056	9 233
0,1	98,2	—	1,7	0,7271	0,5624	9 356
0,3	92,9	—	6,8	0,7569	0,5855	8 851
0,2	95,5	—	4,3	0,7423	0,5742	9 098
0,5	97,5		2	0,7334	0,5672	9 288
—	95,9		4,1	0,7387	0,5714	9 137
	87,3	—	12,7	0,7846	0,6069	8 317
1,4	96,8	—	1,8	0,7441	0,5755	9 222
0,3	98	—	1,7	0,7296	0,5643	9 337
0,5	99	—	0,5	0,7258	0,5614	9 432
—	99,4	—	0,6	0,7200	0,5569	9 470
1,7	92	—	6,3	0,7718	0,5970	8 765
1,4	93,6	—	5	0,7611	0,5887	8 917
2,9	88,6	—	8,5	0,7987	0,6178	8 441
1	72,2	—	26,8	0,8725	0,6749	6 879
1,2	93,5	—	5,3	0,7602	0,5880	8 908
1,9	78,5	—	19,6	0,8454	0,6539	7 479
2,5	95,3	—	4,2	0,7707	0,5961	8 889
2,2	88,5	—	9,3	0,7942	0,6143	8 431
1,4	87,4	—	11,2	0,7942	0,6143	8 327
—	86,2	12	1,8	0,8033	0,6213	10 224
—	88,6	9,2	2,2	0,7875	0,6091	9 984
3	69,7	26	1,3	0,9281	0,7179	11 000
0,4	88,7	8,6	2,3	0,7892	0,6104	9 893
0,2	96,1	1,3	2,4	0,7405	0,5728	9 373
0,2	82,8	11,1	5,9	0,8220	0,6358	9 849
0,1	84,7	11,4	3,8	0,8114	0,6276	9 982
3,4	94,2	—	2,4	0,7725	0,5975	8 994
11,7	97,8	—	0,5	0,7395	0,5720	9 299
0,3	98,7	—	1	0,7259	0,5615	9 403

Tafel 7 (Fortsetzung)

Laufende Nr.	Ortschaft	Provinz	Form des Auftretens
50	Castellonchio	Parma	Gas
51	Massa Fiscaglia	Ferrara	Artesischer Brunnen
52	Lago Santo	,,	,,
53	Ostellato	,,	,,
54	,,	,,	,,
55	Mirandola	Modena	,,
56	S. Possidonio	,,	Gas
57	S. Martino	Ferrara	Artesischer Brunnen
58	Cento	,,	,,
59	Mirandola	Modena	Gas
60	Corporeno	Ferrara	,,
61	Massa Fiscaglia	,,	Artesischer Brunnen
62	Codigoro	,,	,,
63	Massa Fiscaglia	,,	,,
64	Codigoro	,,	,,
65	Ostellato	,,	,,
66	Pontecchio	Rovigo	Gas
67	Bordeghina	,,	,,
68	Formignano	Ferrara	Artesischer Brunnen
69	Crispino	Rovigo	Gas
70	Lago Santo	Ferrara	Artesischer Brunnen
71	Neviano dei Rossi	Parma	Ölquelle
72	Sestola	Modena	Gas
73	Sassuno	Bologna	Sohle
74	Castelvetro	Modena	Brunnen
75	Maranello	,,	,,
77	Mirano	,,	Sohle
78	Maranello	,,	,,
79	Monte Fiorito	,,	Gas
80	Sassuolo	,,	Sohle
81	,,	,,	,,
82	,,	,,	Gas
83	La Canalina	,,	Sohle
84	Macognano	,,	,,
85	Rivanazzano	Voghera	Ölquelle
86	Cà dei Gatti	Piacenza	Ölquelle (erschöpft)
87	La Bolgia	Forli	Artesischer Brunnen
88	,,	,,	Brunnen
89	Montalto	,,	Gas
90	La Panighina	,,	Brunnen
91	Galleria Ferrovia Direttissima Bologna-Firenze-Bologna	Bologna	Gas
92	Montechino	Piacenza	Ölquelle
93	,,	,,	,,
94	Codogno	,,	Artesischer Brunnen
95	Campagna	Milano	Gas
96	Ostellato	Ferrara	Artesischer Brunnen
97	Massa Fiscaglia	,,	,,

Tafel 7 (Fortsetzung)

Prozentuelle Zusammensetzung aus luftfreies Gas bezogen				Gewicht von 1 l Gas (berechnet)	Dichte auf Luft = 1 bezogen (berechnet)	Heizwert (berechnet) Kal.
CO_2	CH_4	C_2H_6	N_2			
0,5	87,1	10,6	1,8	0,8006	0,6192	10 076
6,5	88	—	5,5	0,8281	0,6405	8 384
4,3	87,2	—	8,5	0,8164	0,6315	8 308
1,4	87,6	—	8	0,8147	0,6302	8 346
7,5	86,2	—	6,3	0,8449	0,5335	8 212
0,1	78	—	21,9	0,8341	0,6452	7 431
2,4	84,8	—	12,8	0,8154	0,6307	8 070
0,5	90,8	—	8,7	0,7695	0,5953	8 651
5,8	90,6	—	3,6	0,8091	0,6258	8 632
0,5	96,8	—	2,7	0,7375	0,5704	9 222
0,4	95,2	—	4,4	0,7453	0,5765	9 070
5,4	88,2	—	6,4	0,8190	0,6335	8 403
1,2	82,9	—	15,9	0,8168	0,6318	7 898
2,2	87,4	—	10,4	0,8001	0,6198	8 327
2	82,7	—	15,3	0,8237	0,7371	7 879
3,9	88,8	—	7,3	0,8049	0,6226	8 460
4,9	88,3	—	6,8	0,8148	0,6302	8 412
5,6	87,2	—	7,2	0,8260	0,6389	8 308
5,2	85	—	9,8	0,8347	0,6456	8 098
0,5	97	—	2,5	0,7364	0,5696	9 241
1,9	91,7	—	6,4	0,7749	0,5994	8 737
—	65,2	34,8	—	0,9397	0,7269	12 048
1	98,9	—	0,1	0,7299	0,5646	9 422
1,6	86,3	12	0,1	0,8144	0,6299	10 234
1,3	98,7		—	0,7352	0,5671	9 403
0,4	89,5		10,1	0,7469	0,5777	8 527
0,5	99,1	—	0,4	0,7552	0,5609	9 441
4	95,8	—	0,2	0,7682	0,5942	9 127
0,8	97,7	—	1,5	0,7342	0,5679	9 298
1	98,9	—	0,1	0,7299	0,5646	9 422
0.3	94,3	—	5,4	0,7594	0,5874	8 984
—	99,8	—	0,2	0,7179	0,5553	9 508
0,9	98,7	—	0,4	0,7303	0,5649	9 403
1,1	98	—	0,9	0,7355	0,5689	9 336
0,8	99	—	0,2	0,7979	0,5630	9 432
0,4	95,6	—	3	0,7307	0,5652	9 108
2,2	93,7	—	4,1	0,7674	0,5928	8 927
0,4	94,9	—	4,7	0,7469	0,5777	9 041
0,4	56,8	4,5	38,3	0,9552	0,7388	6 176
1	93,9	—	5,1	0,7566	00,5852	8 946
—	97,3	—	2,7	0,7312	00,5656	9 270
0,3	73,8	25,9	—	0,8866	0,6858	11 374
—	88,5	11,5	—	0,7905	0,6814	10 360
0,4	75,5	—	24,1	0,8505	0,6578	7 193
0,3	52,4	—	47,3	0,9731	0,7527	4 992
4,4	89,5	—	6,1	0,8048	0,6225	8 527
4,9	88,4	—	6,7	0,8143	0,6298	8 422

In Anbetracht ihrer außerordentlich großen Verbreitung, der Regelmäßigkeit und ihrer jahrhundertelangen Beständigkeit — alles sichere Anzeichen für das Vorhandensein einer bedeutenden unterirdischen Aufspeicherung — wäre es zu wünschen, daß man alsbald die Möglichkeiten studiere, die Bedeutung dieser Vorkommen durch Bohrungen und Absaugen zu erhöhen und mithin einer Verwertung derselben in weiterem industriellen Maßstab die Wege zu bereiten. Inzwischen drängt sich das wissenschaftliche und praktische Interesse an ihrer Feststellung auf und an deren Erforschung, die noch vor einigen Jahren eine sehr geringe war. Während der letzten Jahre haben die Verfasser dieses Berichtes, angeregt und unterstützt von der „Azienda Generale Italiana Petroli", welche diesen Vorkommen die Bedeutung von Indizien für das Vorhandensein von Erdöl beimaß, deren systematisches Studium unternommen. Dieses Studium hat sich bisher auf die technische Analyse einer gewissen Anzahl von Quellen aus der Emilia und aus den benachbarten Gebieten der Lombardei, Venetiens, der Toscana und Romagna beschränkt.

Im Zeitraum von etwa 2 Jahren wurden mehr als 100 Quellen, oft unter sehr schwierigen Verhältnissen, Proben entnommen, die hierauf im Laboratorium analysiert wurden. Insbesondere wollte man feststellen, ob und in welchem Maße diese Quellen erhebliche Mengen Äthan oder andere Kohlenwasserstoffe höherer Ordnung als das Methan enthielten. Aus Tafel 7 entnimmt man, daß es sich mit Ausnahme einiger fast durchweg in Erdölgebieten gelegener Quellen um Gase handelt, die im wesentlichen aus Methan bestehen. Immerhin haben einige mit aktiver Kohle vorgenommene Untersuchungen ergeben, daß auch viele Quellen, die auch bei der gewöhnlichen Analyse keine paraffinischen Kohlenwasserstoffe höherer Ordnung als das Methan aufweisen, doch geringe Mengen davon enthielten, welche sich mittels Durchleitung bedeutender Gasmengen über Filter von aktiver Kohle konzentrieren und extrahieren ließen. Eine weitere Reihe von Versuchen nach dieser Richtung hin ist von den Verfassern und deren Mitarbeitern eingeleitet worden. Das Ergebnis dieser Versuche wird voraussichtlich sein, daß die Mehrzahl unserer Vorkommen sowohl im Gebirge als auch im Hügelland, wenngleich vorwiegend aus Methan bestehend und zur Gasolinextraktion ungeeignet, doch vom Erdöl herrühren.

Bei Ausführung der vielfachen Beobachtungen sind den Verfassern mannigfaltige Schwierigkeiten begegnet und manche analytische Probleme haben sich dabei ergeben. Insbesondere lag den Verfassern daran, einen Beitrag zur Lösung der alten Streitfrage zu leisten, ob in diesen Vorkommen Kohlenoxyd und ungesättigte Kohlenwasserstoffe auftreten. Wie bekannt, kann diese Kontroverse nicht auf Grund der gewöhnlichen Gasanalyse durch Absorption entschieden werden, da unter gewöhnlichen Bedingungen die für diese Bestandteile verwendeten Absorptionsmittel auch geringe Mengen der anderen Bestandteile, namentlich paraffinische Kohlenwasserstoffe physikalisch auflösen. Sorgfältige qualitative Analysen mit der Blutprobe, mit Palladium-

chlorür, mit Jodpentoxyd, haben die Verfasser dazu geführt, im allgemeinen die Gegenwart von Kohlenoxyd und ungesättigten Kohlenwasserstoffen in den italienischen Erdgasen auszuschließen. Ebenso schließen sie die Gegenwart von Wasserstoff und Sauerstoff aus.

Untersuchungen über den Gehalt an Edelgasen und über die radioaktive Wirkung einzelner dieser Vorkommen sind im Gange, auch im Hinblick auf die modernen Hypothesen, welche zwischen Radioaktivität und Kohlenwasserstoffen einen Zusammenhang erkennen wollen. Bezüglich der Verwertung dieser Vorkommen machen die Verfasser und ihre Mitarbeiter Untersuchungen über die thermische und chemische Umwandlung des Methans. Besonders die thermische Zersetzung des Methans ist bisher im Hinblick auf die Bildung von Ruß und Wasserstoff sowie von flüssigen Kohlenwasserstoffen von benzolartigem Charakter erforscht worden. Die reduzierende Wirkung dieser Gase bei entsprechenden Temperaturen auf die vollständige Zersetzung über Phosphoriten und die kohlende Wirkung über Kalziumoxyd sind gleichfalls studiert worden.

Asphaltöse und bituminöse Gesteine

Die imprägnierten Gesteine, die bituminösen Schiefer und Asphaltkalksteine sind in Italien verhältnismäßig häufig und stellen unzweifelhaft eine unserer wichtigsten Brennstoffreserven dar, wenngleich die Gewinnung guter Brennöle aus ihnen im allgemeinen kostspielig und verwickelt ist. Den Asphaltkalksteinlagern von Ragusa (Sizilien) allein wird nach einer kürzlich vorgenommenen amtlichen Erhebung eine Mächtigkeit von mindestens einer halben Milliarde Tonnen beigemessen, was bei einem sicheren Ertrag von 4 % Ölen 20 Mill. t Öl entspricht. Kalksteinlager von sicherlich ebenso großer Mächtigkeit sind in den Abruzzen (Majella). Bituminöse Gesteine von schiefrigem Charakter kommen außerdem in Sizilien, in den Abruzzen, im Trentino, in den Marken und vielen anderen Gebieten vor. Obschon man bei der Verarbeitung von schiefrigem Gestein zu brennbaren Ölen viel größere technische und wirtschaftliche Schwierigkeiten in Rechnung ziehen muß, als für die Asphaltsteine, muß man immerhin zumindest im Notfalle deren eventuelle Verwertung in Betracht ziehen.

Bisher beschränkt sich die Verwertung dieses Materials auf die Herstellung von Bitumen und Asphalt für Pflasterungen, auf die Herstellung von Schmierölen aus den Kalksteinen von Ragusa, auf die Erzeugung von Ichthyolölen aus einigen Schwefelschiefern. Immerhin haben sich Industrielle, Gelehrte und Behörden um die Verwertung dieser Stoffe für die Herstellung von Brenn- und Treibölen mittels Destillation und Kracken eifrig bemüht, und kürzlich hat die Regierung eine Reihe von Maßnahmen bekanntgegeben, welche die Errichtung von Anlagen für die Verwertung der Asphalt- und bituminösen Gesteine begünstigen sollen. Diese Begünstigungen bestehen vorwiegend in Steuerbefreiungen für die Errichtung und den Betrieb, Zollfreiheit für die Einfuhr der erforderlichen maschinellen Einrichtung und auch in Regierungssubventionen, wie sie für die Verwertung der Lignite gewährt werden.

Die Verfasser und ihre Mitarbeiter haben natürlich auch diese wichtige Seite der Brennstoffrage in Betracht gezogen und sowohl aus eigner Initiative als auch im Auftrag der Regierung und der Industrie einige der wichtigsten Lagerstätten untersucht.

Die Öle aus den sizilianischen Schiefern (Serradifalco) und jene aus den Kalksteinen von Ragusa wurden vergleichenden Versuchen mit einfacher Destillation, Kracken bei hohem Druck und Hydrierung nach *Bergius* unterworfen. Wir fassen die erhaltenen Resultate in Tafel 8

Tafel 8
Ergebnisse der Krack- und Hydrierungsversuche mit sizilischen Schieferölen und asphalthaltigen Kalksteinen

	Dichte bei 15°	Schwefel %	Anfang der Destillation	Ölausbeute aus 100 g Uröl			
				unter 200° %	zwischen 200° und 300° %	über 300° %	Rückstand + Gas und Verlust %
1. Schieferöle durch Destillation im Fischerschen Drehofen erhalten	0,9260	6,82	75°	21,00	29,00	28,00	22,00
2. do. nach dem Kracken	0,8928	6,15	50°	33,23	14,32	2,29	50,16
3. do. nach der Hydrierung	0,8383	2,50	30°	43,81	15,46	15,46	25,27
4. Öle aus asphalthaltigem Kalkstein von Ragusa durch Destillation im Fischerschen Drehofen erhalten	0,9752	3,91	179°	0,60	23,45	62,74	13,21
5. do. nach dem Kracken	0,9157	2,20	60°	18,02	15,50	—	63,58
6. do. nach der Hydrierung	0,8932	0,84	44-45°	27,71	18,19	22,26	28,90

zusammen. Aus diesen Daten ersieht man die Möglichkeit, die Destillationsergebnisse durch Kracken und vor allem durch Hydrierung unter Gewinnung von reichlichen Benzinmengen bedeutend zu verbessern. Besonders gut waren die Ergebnisse mit den Ölen aus den Kalksteinen von Ragusa, welche nach ihrer Zusammensetzung den naphthenischen Erdölen vom Texas- und Louisianatyp nahestehen.

Im Verlauf dieser Versuche wurde festgestellt, daß die einfache Kurve des Krackens und jene der Hydrierung gleichartigen Verlauf aufweisen. Die kritische Temperatur, welcher die plötzliche Drucksteigerung entspricht (Bildung von Dämpfen und Gas), während des einfachen Krackens ist auch jene, bei welcher in der Hauptsache sich während der Behandlung nach *Bergius* die Drucksenkung zeigt (Wasserstoffaufnahme).

In letzterer Zeit hat sich die Brennstoffabteilung mit den abruzzener bituminösen Gesteinen von S. Valentino beschäftigt, die von den

sizilischen sowohl geologisch als auch durch ihr Verhalten bei der Destillation wesentlich verschieden sind. Aus diesen Gesteinen ist es möglich, mittels eines abgestuften, mäßigen Erhitzungsprozesses, ehe sich eine größere Pyrogenation einstellt, bis zu 300° ein vorzügliches Bitumen abzusondern, das beim Straßenbau sehr gute Verwendung finden kann, und zwischen 300° und 600° vorzügliche Öle zu gewinnen, die wegen ihrer Reinheit leicht weiter verarbeitet werden können. Unter Mitarbeit der „Società Abruzzese Miniere Asfalto“ ist ein industrieller Tunnelofen für diese Spezialverarbeitung konstruiert worden, der bereits im Bau ist.

Außer den oben angeführten Arbeiten machen die Verfasser seit einiger Zeit Untersuchungen über die Synthese von Kohlenwasserstoffen aus Mischungen von Kohlenoxyd und Wasserstoff, sowohl unter atmosphärischem als auch unter höheren Drucken, auf welchem Gebiete sie technischen und wirtschaftlichen Schwierigkeiten begegnen, wie dies allen Forschern dieser Frage widerfahren ist, und welche Schwierigkeiten auch anderwärts dem Fortgang dieser Arbeiten im Wege stehen. Die einzige auf diesem Gebiet gelöste Frage ist jene des Methylalkohols; dieses Verfahren wird jetzt in Italien in zwei industriellen Betrieben verwertet.

Résumé

Les auteurs donnent un aperçu sur les combustibles de l'Italie, tout en y prenant en considération les sources naturelles connues jusqu'à présent de matières inflammables solides, liquides et gazéiformes, ainsi que celles d'asphaltes et de minéraux bitumineux. De plus, ils traitent les méthodes étudiées jusqu'à présent en Italie pour l'utilisation de ces matières, et résument les résultats les plus importants des travaux qui ont été mis au point dans le domaine de la distillation à basse température, de l'utilisation des goudrons, du „craking“ et de l'hydrogénation des différentes matières inflammables solides et des huiles, des analyses de gaz naturels et des recherches sur l'utilisation de ceux-ci, ainsi que de la distillation des minéraux bitumineux. Ces travaux ont été réalisés ou dirigés par les auteurs eux-mêmes.

Les huit tableaux joints au rapport résument les résultats principaux qui ont été obtenus lors des travaux mis au point.

Nr. 372

Yougoslavie

Le problème des combustibles en Yougoslavie

Association des Entrepreneurs Miniers du Royaume Yougoslave

F. Bratina et Dr.-Ing. F. Podbrežnik

Introduction

Le problème des combustibles se pose aussi dans notre pays, car on sait bien que les combustibles font la base de toute industrie. Le problème de l'industrie est donc en premier lieu aussi le problème des combustibles.

De là, ce problème s'est posé pour chaque pays, mais toujours sous un aspect différent. Une fois c'est le manque des combustibles qui préoccupe le plus fortement l'industrie, une autre fois c'est leur utilisation plus rationelle ou leur transformation en diverses sortes de l'énergie.

En Yougoslavie, le problème des combustibles se présente sous tous ces aspects: d'une part le pays n'a pas assez de combustibles liquides et de combustibles fossiles d'une qualité supérieure tandis que les combustibles indigènes exploités ne sont pas encore valorisés d'une façon satisfaisante.

On voit que ce problème des combustibles ainsi présenté est non seulement très vaste mais il est encore très difficile à résoudre. Nous essayons ici de donner sommairement les divers aspects de ce problème et les mesures qui ont été prises ou préconisées pour l'amener à une fin qui serait en concordance avec l'économie nationale.

Les Combustibles employés en Yougoslavie

A. Combustibles gazeux

1. *Les gaz naturels*

Dans la région pétrolifère, entre les rivières Sava et Drava il y a des sources gazeuses. Jusqu'ici on n'en exploite que deux: la source de Bouyavitza (près de Lipik), qui donne actuellement jusqu'à 30 000 m³ de gaz par jour, et une nouvelle source à Sisak (près de P. Teslić) qui est en voie d'aménagement.

Sur les gaz naturels de Bouyavitza, qui consistent presque exclusivement de méthane, on a établi une usine, où la combustion de ce gaz fournit le noir de fumée, utilisé comme couleur noire, de première qualité. On a proposé aussi de transporter ce gaz à une longue distance

(104 km) jusqu'à la ville de Zagreb, pour servir comme gaz d'éclairage municipal. La ville de Zagreb consomme environ 20 000 m³ de gaz par jour. Le capital nécessaire à ce transport a été évalué à 15 000 000 dinars dont 11 000 000 dinars pour les tuyaux d'amenée. On a prévu deux stations de compression sur le parcours.

2. *Le gaz d'éclairage*

Les villes principales ont le gaz d'éclairage qui s'emploie maintenant principalement pour le chauffage domestique. Voici la liste de ces installations:

Endroits	Production annuelle
Byelovar	230 000 m³
Brod	300 000 „
Celye	150 000 „
Koprivnitza	100 000 „ environ
Lyublyana	1 150 000 „
Maribor	420 000 „
Novi Sad	—
Osiyek	2 000 000 „
Panćevo	290 000 „
Sarayevo	700 000 „
Split	740 000 „
Soubotitza (Subotica)	450 000 „
Vinkovtzi (Vinkovci)	340 000 „
Zagreb	4 700 000 „

La ville de Belgrade aura aussi bientôt le gaz. L'usine pourra produire 10 000 000 m³ de gaz par an.

Les villes principales dans les provinces de Morava et Vardare n'ont pas encore d'usines à gaz et on espère d'amener le gaz dans ces villes sous pression à longue distance, à partir des installations de distillation à basse température, qu'on se propose d'établir bientôt dans ces régions, riches en combustibles bitumineux.

3. *Le gaz de gazogène (générateurs de gaz)*

De grands gazogènes existent en connexion avec les grandes usines métallurgiques et mécaniques. Citons les principaux: à Celye, Hrastnik, Yesenitze, Lyublyana, Vareš, Kraguyevatz et Bor.

Les gazogènes sur les camions-automobiles se répandent peu à peu. Comme le pays dispose de quantités énormes de charbon de bois, de déchets de bois, de semi-coke, on peut prévoir une grande extension de ces gazogènes transportables.

Comme il n'y a pas encore des cokeries en Yougoslavie — on ne dispose pas de gaz de four à coke.

B. Les combustibles liquides

La Yougoslavie ne produit pas encore de combustibles liquides en grandes quantités.

Le pétrole brut a été trouvé dans plusieurs régions.

On a commencé déjà il y a 25 ans entre les rivières Mura et Drava, les sondages, qui sont restés peu productifs.

Entre les rivières Sava et Drava, on a trouvé plusieurs indices de la présence du pétrole: ainsi, aux environs de la Moslavačka Gora (Pitomača, Poganatz, Lipik, Petrovo Selo), en Slavonie (Bačin Dol, Raič, Novska, Mikloška). Ce n'est qu'à Uljanik qu'on trouve une source de valeur qui a donné jusqu'à 5000 tonnes de pétrole brut par an.

Puis il y a du pétrole près de Dobrlyin et dans la valée d'Una. Dans la province de Zeta (ancien Montenegro) il y a des indices nombreux de la présence du pétrole (Smrdeš), ainsi qu'aux environs de la frontière albanaise (près de Ohrid).

Il y a peu de temps, la Direction des Mines d'État a commencé une série de sondages, dans la montagne Mayevitza.

Il n'y a que deux groupes qui exploitent un peu les puits de pétrole en Slavonie.

Dans les conditions actuelles, notre production de pétrole brut ne peut pas dépasser 15 000 tonnes par an.

Ces quantités sont minimes, car dans le pays on consomme par an:

Essence	20 000	tonnes
Pétrole lampant	35 000	,,
Huiles lourdes	15 000	,,
Huiles de graissage	10 000	,,

Les raffineries de pétrole brut sont aménagées pour traiter 200 000 t par an, ce qui correspond sensiblement aux besoins du pays.

On fait des tentatives, plutôt encore très modestes, pour produire du pétrole synthétique à partir de nos charbons, soit par *la distillation à basse température*, soit par *l'hydrogénation* directe, d'après le procédé *Bergius*.

D'autre part, le pays possède de nombreux gisements *de schistes bitumineux*, parfois très riches en huiles (jusqu'à 36%), lesquels une fois exploités, donneront de grandes quantités de combustibles liquides.

C. Combustibles solides

Pauvre en combustibles liquides, la Yougoslavie est par contre très riche en combustibles solides. Elle possède de grandes forêts ainsi que de nombreux gisements de charbon. Ce charbon est en général de qualité plutôt inférieure, mais utilisable comme combustible.

Le bois. — Le bois, ou plutôt les déchets de bois ne jouent pas un grand rôle dans le chauffage industriel. Son emploi se borne aux scieries mécaniques qui l'utilisent sur place.

Par contre, pour le chauffage domestique on emploie presque exclusivement le bois. On y consomme annuellement environ 10 000 000 m³

de bois de chauffage. Le bois de chauffage s'exporte aussi, ainsi on l'a exporté en:

	Tonnes	Valeur (en millions de dinars)
1924	508 797	166,7
1925	304 559	76,7
1926	407 458	83,3
1927	557 365	127,6
1928	605 180	130,5

La tourbe. — La tourbe se trouve en plusieurs endroits en Yougoslavie. On l'utilise souvent pour le chauffage domestique local.

Dans les vallées de la Sava et du Danube se trouvent de grandes tourbières non exploitées. Une tourbière très connue est celle de Lyublyana (marécage de Ljubljana, Ljubljansko barje) qui a une superficie de 11 500 hectares.

Charbon. — Comme nous l'avons déjà indiqué, le charbon yougoslave étant géologiquement très jeune est en général d'une mauvaise qualité, et par suite on importe beaucoup de charbon, malgré les gisements et la production abondante. On importe surtout du coke, pour les besoins de la métallurgie.

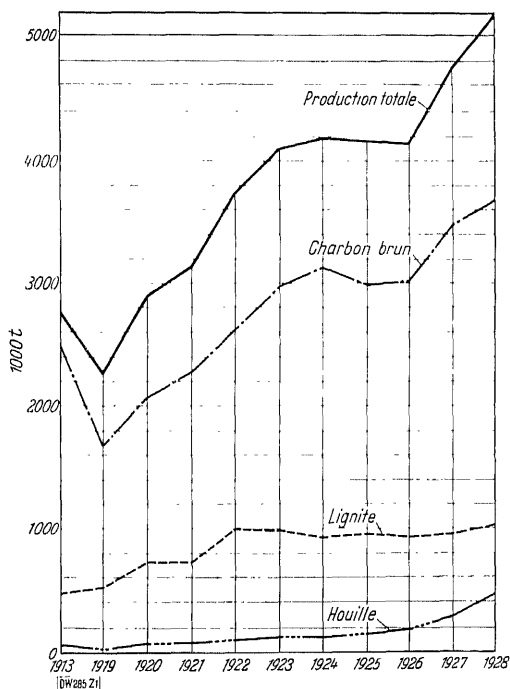



Fig. 1. La production de différentes sortes de charbon en Yougoslavie.

Le tableau suivant montre l'importation du charbon.

Année	Tonnes
1924	243 393
1925	456 567
1926	440 528
1927	447 374
1928	531 126

Voici les chiffres de la production totale indigène:

Année	Tonnes	Valeur en dinars
1924	4 185 000	936 900 000
1925	4 152 000	923 900 000
1926	4 141 000	834 600 000
1927	4 745 000	902 700 000
1928	5 152 000	895 500 000

On exporte aussi un peu de ce charbon:

Année	Exportation en Tonnes
1924	224 267
1925	150 446
1926	169 021
1927	118 488
1928	139 629

On produit différentes sortes de charbon. Ainsi, on a produit pendant l'année 1928:

Type du charbon	Nombre de mines		Production	Valeurs
	en activ.	en arrêt	Tonnes	millions de dinars
Houille (Steinkohle)	11	4	354 214	90,2
Charbon brun (Braunkohle)	59	62	3 667 677	685,9
Lignite (Lignit)	40	47	1 028 906	119,4
Briquettes	—	—	27 582	12,9
Total	110	113	5 078 379	908,4

La production a augmenté encore pendant l'année 1929. Mais en valeur, il y a peu de changement car les prix ont baissé un peu.

Le charbon produit est consommé presque entièrement dans le pays. Voici le tableau de répartition de la consommation en 1928.

Consommation intérieure	Tonnes		
	Houille	Charbon brun	Lignite
Chemin de fer	205 770	1 505 099	236 708
Navigation	24 378	186 592	4 919
Industrie	88 774	1 354 355	476 114
Divers	840	266 287	206 162
Consommation propre des mines	13 010	267 515	111 210
Exportation	20	131 472	2 565

De ce tableau, on voit que ce sont les chemins de fer de l'État, qui consomment la plus grande partie du charbon produit. Cela explique le fléchissement dans la production, car l'État change souvent les conditions et les tarifs. Les chemins de fer consomment plus d'un tiers de la production totale (38%) et puis vient l'industrie avec 37%, les mines 8%, tandis que notre charbon est encore très peu employé pour le chauffage domestique. Mais il ne faut pas oublier que ce tableau ne représente que la consommation du charbon extrait en Yougoslavie. Le charbon importé et le coke sont employés principalement pour le chauffage domestique.

Les mines de charbon se trouvent un peu partout dans le pays. Cependant nous pouvons distinguer trois bassins principaux de la production:

1. *bassin du nord-ouest.* Ici dans la province de Drava, se trouvent les plus grands charbonnages du pays, les mines de charbon brun (Braunkohle) à Trbovlje (Trifail), Zagoryé et Hrastnik, qui produisent à eux seuls environ 1 300 000 tonnes par an, c'est-à-dire un tiers de la production totale yougoslave.

Dans ce bassin il faut citer encore les mines suivantes:

Laško	100 000	tonnes
Rayhenburg	88 000	,,
Šent-Yanž	80 000	,,
Velenye (lignite)	126 000	,,
Koćevye	66 500	,,
Zabukovtza	31 500	,,

A Orlé, près de Lyublyana, on a trouvé aussi de l'anthracite, mais à cause du manque de capitaux, la production est encore minime (310 tonnes).

2. *bassin central* (en Bosnie). Ce bassin était jusqu'ici d'après la production à la deuxième place et on y a produit en 1928:

	Milliers de tonnes
Houille	24,4
Charbon brun	908,1
Lignite	326,6

Presque toutes les mines dans ce bassin sont dans la propriété de l'État, qui les exploite, lui-même, par la Direction Générale des Mines. En outre, l'État a 2 mines de charbon dans le bassin nord-ouest, et une mine (mine de Senj) dans le bassin de Timok.

Dans ce bassin central, les mines principales sont:

	Production (tonnes) en 1928
Kreka (lignite)	230 616
Zenica	221 671
Kakanj	189 754
Breza	153 362
Mostar	119 500

	tonnes
Bukinyé	95 968
Banya Luka	42 697
Maslovare	39 337

3. *bassin de Timok* (*bassin est*), se trouve dans l'ancienne Serbie. Dans ce bassin, il y a déjà des grandes mines de houille, qui sont bien aménagées (par ex. Rtanj). La production dans ce bassin était ainsi répartie en 1928:

	Milliers de tonnes
Houille	332,7
Charbon brun	540,8
Lignite	257,6

Les mines principales sont:

	Production en 1928 tonnes
Senjski Rudnik	154 084
Rtanj (houille)	124 998
Aleksinatz	115 755
Bogovina	107 586
Resava	69 959
„Yerma" A. D.	50 931
Sisevatz-Vrčić	41 712
Tresibaba (houille)	40 076
Dobra Sreča (houille)	39 665
Blagovesti (houille)	24 974
Nova Stubitza	21 932
Kostolatz (lignite)	123 162
Klenovnik (lignite)	51 480

En dehors de ces centres il y a encore des mines de charbon au nord, qui méritent l'attention:

	Production en 1928 tonnes
Vrdnik (charbon brun)	73 608
Ivanetz (lignite)	59 314
Konjščina (lignite)	53 910
Radoboy (charbon brun)	48 950
Peklenitza (lignite)	39 420
Krapina (charbon brun)	32 582
Pitomača	31 651
Beletinatz (charbon brun)	30 647
Goloubovetz (charbon brun)	24 183
Bregi (Mirna) (lignite)	22 788
Glogovatz	21 630
Ivanopolye (charbon brun)	20 221

Au sud, dans l'ancienne Dalmatie, il y a quelques grandes mines dont la production totale était en 1928:

	Milliers de tonnes
Charbon brun (Siverić)	228 898
Lignite	1 376

D. Les divers aspects du problème des combustibles en Yougoslavie

1. *La rationalisation dans l'industrie charbonnière*

Pressée par la baisse continuelle du prix, ainsi que par la concurrence étrangère, l'industrie charbonnière yougoslave a tenté à plusieurs reprises de se rationaliser.

La première tentative a été la réorganisation intérieure du travail dans les charbonnages. Ce premier pas vers la rationalisation coïncide avec la crise économique yougoslave de 1924/1925, causée par la hausse du dinar.

Les effets de cette première étape de rationalisation, se voient dans la production ouvrière, qui a augmenté.

Ainsi, nous avons eu cette relation entre la production et le nombre des ouvriers:

Année	Production totale en tonnes	Nombre des ouvriers	Rendem. annuel par ouvr. en ton.
1919	2 239 000	22 085	100,8
1920	2 887 000	28 084	102,8
1921	3 091 000	29 036	106,4
1922	3 729 000	32 159	116,0
1923	4 101 000	30 719	133,5
1924	4 185 000	32 840	127,4
1925	4 152 000	28 786	144,2
1926	4 141 000	28 972	142,8
1927	4 715 000	29 682	159,8
1928	5 151 880	30 798	167,2

On voit donc qu'on a réussi à augmenter de 50% la production par rapport aux ouvriers employés. Ces effets sont dus surtout à la rationalisation dans les grandes mines qui a commencé à s'introduire surtout depuis 1925. En 1928, on a déjà produit par ouvrier 167,2 tonnes (par an). — Fig. 2.

Après ce premier pas vers la rationalisation individuelle, on pense à la rationalisation collective. On a proposé dans le Bulletin minier et métallurgique le schéma et le statut d'une telle concentration, qui aurait pour base la rationalisation collective[1].

Dernièrement, on a proposé de former un syndicat, à l'égard du Ruhr-Kohlensyndikat en Allemagne.

[1] Voir à ce sujet la communication de F. Podbrežnik au Congrès International pour l'Organisation Scientifique du Travail, Paris 1929.

De même, on songe à introduire obligatoirement une telle rationalisation par une nouvelle loi sur l'exploitation des mines. Il est donc très probable, que dans peu de temps, l'industrie charbonnière yougoslave sera syndicalisée ou même fusionnée, dans une sorte de trust.

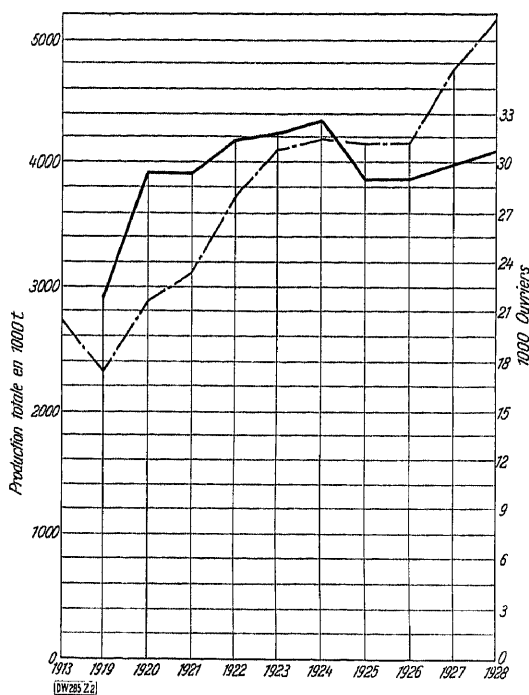



Fig. 2. La relation entre la production et le nombre des ouvriers.

2. *L'organisation de la production et de la vente*[2]

La production et la vente du charbon en Yougoslavie ne sont pas organisées sur la base collective. Entre les mines séparées, il n'existe aucun accord en affaires prévoyant la réglementation des quantités à produire, des conditions de la vente et de distribution régionale des combustibles.

L'Association des Entrepreneurs Miniers du Royaume Yougoslave représente la plus forte corporation pour la défense des intérêts de l'industrie minière, et charbonnière en particulier.

Cependant la baisse des prix, l'incertitude mondiale générale en affaires, ainsi que la concurrence du charbon étranger devra certainement contraindre les industriels charbonniers à entrer en contact entre

[2] D'après V. Vrhunec, L'Etat de l'Industrie Charbonnière du Royaume S. C. S. Bulletin de l'industrie minière et métallurgique, No. 1. P. 30—33, 1929.

eux sur la base de l'organisation de la production et de la vente du charbon; mais ce contact ne pourra pas être réalisé avant que ne soit accomplie la commercialisation ou la désétatisation des mines d'État qui fournissent le quart de la production du pays.

En effet, on pense que l'exploitation des mines de charbon par l'État n'a pas donné de brillants résultats. C'est pourquoi l'on discute la commercialisation ou la désétatisation des mines charbonnières de l'État. On a élaboré plusieurs projets, mais la question n'est pas encore réglée.

3. *Problème de la valorisation des charbons yougoslaves*

La qualité peu satisfaisante des charbons yougoslaves, la concurrence étrangère, l'intérêt économique du pays et les intérêts de la défense nationale ont suggéré l'idée de la valorisation de ces charbons.

Enumérons les principaux défauts des jeunes charbons indigènes:

1. Ils se désagrègent très vite;
2. Ils ne peuvent pas être mis en stocks;
3. Ils contiennent trop de soufre;
4. Ils sont très hygroscopiques;
5. Tassés, ils s'allument facilement (auto-allumage).

Ces défauts ont tout d'abord cette conséquence, qu'on ne peut pas emmagaziner ces charbons et en avoir une grande réserve. Puis, ces charbons sont peu utilisables pour le chauffage industriel, et surtout pour le chauffage domestique. Comme ils contiennent trop d'eau, qu'il faut transporter, cela abaisse leur pouvoir calorifique et par suite aussi la valeur commerciale. Le pourcentage élevé du soufre est la cause de l'auto-allumage de ces charbons. A cause du soufre, ces charbons répandent, en brûlant, une odeur très désagréable et enfin les gaz de combustion attaquent les chaudières et les foyers.

Il n'est pas facile de remédier à ces défauts de nos charbons jeunes. On ne peut pas trouver de méthodes générales applicables pour tous — mais il faut faire des études de valorisation séparément pour chaque espèce de charbon.

A peine la technique vient-elle de rentrer dans le domaine de la valorisation des charbons inférieurs, c'est pourquoi on n'a pas encore pu appliquer les méthodes nouvelles en Yougoslavie. Il existe bien des essais séparés, mais les résultats ne sont pas encore satisfaisants.

Nous ne pouvons pas entrer ici dans l'énumération de ces procédés nouveaux pour la valorisation des charbons et des tentatives faites en Yougoslavie.

Sommairement, on peut les classer en moyens mécaniques et moyens chimiques.

Parmi les moyens mécaniques nous avons d'abord la séparation (lavage) des fines des charbons, l'agglomération des poussiers, l'emploi du charbon sous forme pulvérisée ou dans les foyers spéciaux etc.

Mais ce sont les procédés chimiques qui auront un succès définitif et total. Citons parmi eux: la bertinisation (ou la „condensation

humique“ comme on l'appelle ici), la distillation à basse température, la gazéification totale, l'hydrogénation directe etc.

On se propose aussi de lier la production du charbon et de l'énergie électrique, soit directement soit par l'intermédiaire de semi-coke (provenant de la distillation à basse température). Dans ce sens on a achevé en 1929 sur une mine de lignite (à Velenye) la première grande centrale électrique, qui fournira l'électricité aux environs. Plusieurs grands projets semblables sont à l'étude, ou en exécution.

4. *L'Institut pour les recherches sur les combustibles*

Si on veut atteindre dans la valorisation des charbons inférieurs des résultats qui auraient vraiment une portée nationale, il faut coordonner les efforts pour l'établissement d'un plan général de valorisation de ces charbons, que l'on pourra faire seulement dans un „Institut pour les recherches sur les combustibles“ qui est d'ailleurs envoie de formation.

La nécessité d'avoir un tel institut de recherches est devenue dernièrement tout à fait évidente, car l'érection des nouvelles centrales électriques et gazières, l'approvisionnement du pays en combustibles liquides, l'utilisation plus complète de nos sources de charbon, une meilleure valorisation des mines existantes, la rationalisation de l'industrie charbonnière, les besoins du pays en coke métallurgique, tout cela sont des circonstances qui nous forcent de créer un office central de recherches et de documentation sur ces problèmes.

Voici, comment on a formulé le but de cet Institut:

Le but de l'Institut

La Yougoslavie ne possède pas assez de combustibles fossiles pour tous les usages, tandis que les combustibles liquides manquent pour ainsi dire complètement. Même les combustibles indigènes, comme le charbon brun, les lignites, les déchets de bois et la tourbe ne s'exploitent pas économiquement, ou pas du tout. La question des combustibles, du coke métallurgique et des bons combustibles (houille) pour la traction des chemins de fer, la navigation et le chauffage industriel, constituent le problème vital de l'industrie, des transports et de là, de toute l'économie du pays et de la défense nationale.

Par suite, tout l'effort de l'État, des techniciens et des industriels, doit être dirigé vers les recherches, l'étude des nouvelles possibilités de l'application et de substitution des combustibles et vers l'éducation, pour qu'on puisse réaliser le but de l'Institut des Recherches sur les Combustibles, but qui est ainsi posé:

1. L'établissement qualitatif et quantitatif de toutes les ressources nationales en combustibles de toutes sortes;

2. Les recherches sur tous les combustibles et des procédés qui pourraient être appliqués en vue d'une exploitation technique et thermotechnique plus rationnelle;

3. La formation de techniciens pour l'industrie des combustibles et pour la technique du chauffage;

4. L'éducation des consommateurs dans l'économie des combustibles et leurs rendements, en contrôlant dans ce sens toutes les installations dans le pays; comment, par quelle méthode et où sont employées les diverses sortes des combustibles.

Dans ce but, l'Institut groupera et donnera les moyens de travail à nos techniciens les plus éminents, il collectionnera toute la documentation sur ces questions, en faisant une étude systématique de tous nos combustibles et en cherchant les moyens de les valoriser et utiliser, par quels moyens le pays pourrait être dispensé d'importer les combustibles de l'étranger.

Puis l'Institut se mettra à la disposition des industriels et de l'État pour les aider dans l'exploitation industrielle et systématique de nos réserves de combustibles.

C'est par une loi spéciale, que cet Institut sera mis régulièrement en activité, mais déjà plusieurs de ses départements fonctionnent: à Lyublyana à l'Université chez M. le professeur Dr Samec, à la Direction Générale des Mines (Dr. P. Yovanovič) et à l'Institut pour l'Encouragement de l'Industrie et de l'Artisanat (Ing. M. Popović et Dr.-Ing. F. Podbrežnik) à Belgrade.

Zusammenfassung

Das Problem der Brennstoffe in Jugoslawien

Dieses Problem hat in Jugoslawien zwei Besonderheiten: erstens fehlt es an flüssigen Brennstoffen, zweitens fehlt es an festen Brennstoffen *bester* Qualität.

Aus volkswirtschaftlichen Gründen muß aber dieses Problem trotz seiner Schwierigkeiten systematisch angegangen werden.

Die in Jugoslawien verwendeten Brennstoffe

A. Gasförmige Brennstoffe

1. *Naturgasquellen*

Zwischen der Save und der Drau gibt es natürliche Gasquellen, besonders bei Lipik (Bujawitza), und neuerlich bei Sisak. Das Gas entweicht unter hohem Druck und besteht beinahe ausschließlich aus Methangas; es wird vorgeschlagen, eine Gasfernleitung nach Zagreb (104 km) zu bauen.

2. *Leuchtgas*

Es bestehen derzeit in Jugoslawien 17 Gaswerke mit zusammen ca. 12 000 000 m^3 Gasproduktion im Jahre.

Im Morawa- und Wardargebiete könnte man an zentrale Schwelgas-Kraftanlagen mit einem Gasfernleitungsnetz für großere Verbrauchszentren denken, da dort bituminöse Brennstoffe in größeren Mengen vorkommen.

3. *Gasgeneratoren*

Diese werden bei größeren metallurgischen und mechanischen Werken gebraucht. —

Die transportablen Gasgeneratoren für Lastautos verbreiten sich immer mehr, was von Wichtigkeit ist, da man große Mengen von Holzkohle, Halbkoks und Holzabfällen zur Verfügung hat.

Da man noch keine Koksöfen in Jugoslawien hat, so gibt es auch noch kein solches Gas.

B. Flüssige Brennstoffe

Davon hat Jugoslawien noch keine nennenswerte Produktion, trotzdem an mehreren Stellen Anzeichen von Erdöl gefunden worden sind.

Im Lande können aus eigener Produktion nicht einmal 10 % vom Konsum gedeckt werden und Erdöl wird meist aus Rumänien eingeführt.

Man denkt an das Schwelverfahren oder auch an das Hydrieren von Kohle. Es gibt weiter sehr viele Lagerstätten von bituminösem Schiefer, die oft sehr ölreich sind (bis 36 %).

C. Feste Brennstoffe

Brennholz.

Jugoslawien hat große Waldflächen und viele Kohlenfundstätten.

Holz, beziehungsweise Holzabfälle werden für die Heizung in der Industrie wenig gebraucht, höchstens in der Nähe von Sägewerken.

Für den Hausbrand werden aber jährlich ca. 10000000 m^3 Holz verbraucht.— Im Jahre 1928 wurden 605 180 t Brennholz im Werte von 130,5 Millionen Dinar ausgeführt.

Torf.

Dieser wird nur in der Nähe seiner Fundstätten für den Hausbrand gebraucht. Man findet ihn bei Ljubljana (er bedeckt etwa 12 000 ha) und im Save- und Donautale.

Kohle.

Die Kohlenlagerstätten Jugoslawiens sind geologisch sehr jung, und es müssen zum Zwecke der Eisen- und Stahlproduktion bessere Qualitäten eingeführt werden.

Die Produktion ist vom Jahre 1919 bis zum Jahre 1928 von 2 239 511 t Kohle auf 5 078 379 t gestiegen und ist noch weiter im Ansteigen begriffen. Die Staatseisenbahnen verbrauchen etwa $\frac{1}{3}$ davon.

Jugoslawien hat drei Hauptbassins: das nordwestliche (Trifail); das mittlere (Bosnien) und das östliche (Timok). Nur letzteres weist Steinkohle auf, während die ersten zwei hauptsächlich Braunkohle und zum Teil Lignit aufweisen.

D. Versuche zur Lösung des Brennstoffproblems in Jugoslawien

1. *Rationalisierung in der Kohlenindustrie*

Infolge der ständig fallenden Preise und der starken ausländischen Konkurrenz mußte die jugoslawische Kohlenindustrie bei vielen Gelegenheiten an die Rationalisierung denken. Das war zunächst im Jahre 1924/25, als der Dinar sich erholte.

Im Jahre 1919 forderte ein Arbeiter pro Jahr 100,8 t, im Jahre 1928 aber 167,2 t, was eine Folge der Rationalisierungsmaßnahmen war.

Man sieht aber ein, daß eine tüchtige Rationalisierung nur kollektiv durchgeführt werden kann, und sucht sich daher entsprechend wirtschaftlich zu konzentrieren.

2. *Organisation der Produktion und des Verkaufes*

Eine große Schwierigkeit stellen die staatlichen Bergwerke dar, da sie noch nach kameralistischen Methoden arbeiten und keine Annäherung an die privaten zulassen. Man muß deshalb zunächst an eine Entstaatlichung der ersten schreiten, um weitere Kombinationen ausführen zu können.

3. *Probleme der Veredlung der jugoslawischen Kohlen*

Zur Veredlung drängen folgende hauptsächlichen Mängel der jüngeren heimischen Kohlenarten:

1. sie zerfallen sehr rasch,
2. sie können nicht längere Zeit gelagert werden,
3. sie enthalten zu viel Schwefel,
4. sie sind sehr hygroskopisch,
5. sie neigen bei der Lagerung zur Selbstentzündung

Man kann keine generellen Veredlungsmethoden angeben, sondern man muß die einzelnen Sorten individuell behandeln. Wir können auf einzelnes hier nicht eingehen, können aber nur sagen, daß neben den mechanischen Verfahren die chemischen es sind, die einen definitiven Erfolg bringen können.

Man glaubt, daß man die Kohlenproduktion mit der Gewinnung der elektrischen Energie verbinden soll, sei es direkt oder in Verbindung mit der Schwelerei mit dem dabei gewonnenen Halbkoks. Es gibt auch schon einige solche Projekte.

4. *Institut für Brennstofforschung*

Die interessierten und maßgebenden Kreise haben eingesehen, daß man die Probleme der Brennstoffe nur durch systematische und wissenschaftliche Studien gründlich lösen kann, und sie haben deshalb bei der Zentrale der industriellen Körperschaften (Centrala industriskih korporacija, Beograd) vor einem Jahre beschlossen, ein nationales Institut für Brennstofforschung zu gründen, an dem die besten Wissenschaftler und Praktiker des Landes arbeiten sollen, und zwar so, daß alle besseren Laboratorien in den größeren Kultur- und Industriezentren nach einem Plan an der gemeinsamen Sache arbeiten, für die speziellen Arbeiten aber ein besonderes zentrales Laboratorium in Belgrad vorgesehen wird.

Bibliographie

1. „Rudarski i Topionički Vesnik“ (Bulletin de l'Industrie Minière et Métallurgique), Belgrade 1929.
2. Jireček, Dr. Constantin Jos., „Die Handelsstraßen und Bergwerke in Serbien und Bosnien während des Mittelalters“, Prag 1879.
3. Antula, Dr. D. „Pregled rudnika u Kralj. Srbiji“, Belgrade 1900.
4. Jovanović, Dr. Jovan U., „O unapredjenju našeg rudarstva“, Belgrade 1903.
5. Dto. „Bergbau und Bergbaupolitik in Serbien“, Berlin 1904.
6. Grgašević Jaša, „Rudarstvo u Srbiji“, Zagreb 1923.
7. Popović, Ing. Novak, „Alkohol i destilati uglja i bituminoznih skriljaca kao zamenici nafte“, Belgrade 1924.
8. Jovanović, Dr. Pavle M., „Zbirka analiza uglja u Kraljevini S. H. S.“, Beograd 1925.
9. Podbrežnik, Ing. Fran D. i Schmidek, Ing. Slavko, „Problem veštačke nafte — naše nacionalno eksplozivno gorivo“ (Le problème des combustibles liquides artificiels), Belgrade 1927.
10. Zdravković, Ing. M., „Ekonomija utroška goriva“, „Ugalj i ocena uglja“, Belgrade 1928.
11. Turina, Mont. Ing. Dr. Ivo, „Deset godina državnog rudarstva 1918—1928“, Belgrade 1928.
12. Despić, Ing. Ranko, „Naše rudarstvo“ „Jubilarni Zbornik života i rada SHS.“ I., Belgrade 1928.
13. Popović, Ing. Novak i Mišić, Dr. Dušan, „Naša domaća privreda“, Notre Economie Nationale, Belgrade 1929.
14. Lakatoš, Joso, „Rudarstvo i Topioništvo“ u Almanahu Jugoslovenskog Lloyda, Zagreb 1929.

Liste des Experts:

Combustibles gazeux:

Ing. Horvatić — Usine à Gaz Municipale, Zagreb.
Ing. Crneković — Usine à Gaz Municipale, Zagreb.
Directeur R. Rauker, Zagreb.

Combustibles liquides et solides:

Prof. Dr. M. Samec, Université, Ljubljana.
Prof. Dr.-Ing. Koudelka, Université, Zagreb.
Ing. Novak Z. Popović, chef du laboratoire du Ministère du Commerce et de l'Industrie, Kn. Mihailov Venac 49a, Belgrade.

Dr.-Ing. Fran Podbrežnik, rédacteur de la Bibliothèque Technique etc., Knez Miletina 70, Belgrade.

Ing. S. Schmidek, Draškovićeva 44, Zagreb.

Combustibles solides:

Dr. Pavle Jovanović, chef du laboratoire de la Direction Générale des Mines, Belgrade.

Ing. Radiša V. Nikolić, directeur du „Ademp", Kr. Milana 48, Belgrade.

Ing. Rudolf Matejka, Direction Générale des Mines, Belgrade.

Ing. Milutin Gojković, Direction Générale des Mines, Belgrade.

Ing. Dr. Vlada Nikolić, Direction Générale des Mines, Belgrade.

Ing. Jos. Močnik, directeur des mines, Mostar.

Ing. Ivan Kralj, directeur des mines, Ljubija.

Ing. J. Baruch, Belgrade, Dosityeva 8

Ing. Leon Kavčnik, directeur des mines, Topusko.

Ing. S. H. Alić, Obilićevo.

Ing. S. Živanović, Obilićevo.

Ing. R. Hajdukiović, Knez Mihajlov Venac, 49a, Belgrade.

Questions juridiques et administratives concernant les combustibles:

Direction Générale des Mines, Belgrade, Miloša Velikog (Directeur Général Ing. V. Gostiša).

L'Association des Entrepreneurs Miniers du Royaume Yougoslave, Topličin Venac 4, Belgrade.

Président: Adolphe Münch, Vojvode Protića 15, Belgrade.

Secrétaire: F. Bratina, Topličin Venac 4 I; Belgrade.

L'École des Mines à l'Université, Ljubljana.

La Rédaction du „Rudarski i Topionički Vesnik" (Bulletin de l'Industrie Minière et Métallurgique), Dositijeva 8 II; Belgrade.

Nr. 35 3

Litauen

Die energiewirtschaftlichen Aufgaben Litauens

Litauische Wasserstraßenverwaltung

Prof. St. Kolupaila

1. Allgemeines

Der litauische Staat, der im Jahre 1918 die Unabhängigkeit erworben hat, ist 55 700 km² groß, inbegriffen 2700 km² des im Jahre 1923 angegliederten Memelgebietes. Das Wilnagebiet gehört seit 1920 noch zu Polen.

Die Staatsgrenzen verlaufen gegen Lettland und Deutschland, die administrative Grenzlinie gegen Polen. Litauen gehören 91 km des östlichen Ufers der Ostsee und ein Teil von dem Kurischen Haff.

Die Anzahl der Einwohner im Jahre 1929 beträgt 2,3 Mill., d. h. auf 1 km² 40 Einwohner. Litauen hat etwa 25 000 Dörfer und Gesinde, 300 Flecken und 45 Städte mit über 2000 Einwohnern. Die bedeutendsten Städte sind: Kaunas (Kovno) 100 000 Einwohner, Klaipėda (Memel) 35 000, Šiauliai (Schaulen) 22 000, Panevėžys (Ponewiesh) 20 000, Ukmergė (Wilkomir) 11 000.

Die Einwohner beschäftigen sich zu 77 % mit Landwirtschaft, zu 6 % mit Gewerbe, zu 1 % in Verkehrsunternehmen, zu 3 % mit Handel, und zu 3 % mit Verwaltungsdienst.

2. Volkswirtschaft

Der Hauptzweig der Wirtschaft ist Landwirtschaft. An Ackerland sind 2,8 Mill. ha vorhanden; die durchschnittliche Kornernte beträgt 1000 kg/ha. In den letzten Jahren entwickelt sich stark die Viehzucht (600 000 Pferde, 1 200 000 Rinder, 1 100 000 Schweine) sowie die Milchwirtschaft.

Die litauische Industrie versorgt den Eigenbedarf des Staates. Vor dem Weltkriege arbeiteten die bedeutenden Lederfabriken in Šiauliai und die Eisenwerke in Kaunas auch für den Export nach Rußland.

Heute erreicht die Zahl der industriellen Anlagen 8000; die meisten davon sind klein.

Die Gewerbebetriebe können wie folgt gruppiert werden:

I. *Lebensmittelindustrie:*

a. Mühlen; es gibt 1500 Wind-, Wasser- und Dampfmühlen;

b. Branntweinbrennereien 70; sie produzieren jährlich bis zu 18 Mill. l Spiritus;

c. Bierbrauereien 14, davon 4 große, mit jährlicher Produktion von 15 Mill. l;
d. Schlächtereien 25 und Kühlanlagen; zwei moderne in Kaunas und Memel;
e. Milchzentralen 350; verarbeitet werden 40 Mill. kg Milch;
f. Konfektfabriken 82.

II. *Holzindustrie:*

a. Sägemühlen 270, 14 größere;
b. Zündholzfabriken 5;
c. Pappefabriken 12, meistens durch Wasserkraft getrieben;
d. Zellstoffabrik — eine große Anlage in Memel arbeitet für den Export;
e. Furnierfabriken und andere Holzindustriebetriebe.

III. *Andere Zweige:*

a. Lederfabriken 140; das Zentrum dieses Gewerbes ist Šiauliai mit zwei großen Fabriken;
b. Tabakfabriken 14, produzieren 1 Mill. kg jährlich;
c. Polygraphische Anlagen 166, inbegriffen 38 Druckereien;
d. Chemische Laboratorien und sonstige Anlagen.

3. Kraftquellen

Litauen besitzt weder eigene Kohlengruben noch Erdölquellen; diese Brennstoffe werden importiert.

Eigener Brennstoff ist nur in Form von Holz und Torf vorhanden.

Die Wälder nehmen 17 % des Landes ein, d. h. 9000 km². Nach Waldarten gibt es: Kiefern 27 %, Tannen 35 %, Birken 11 %, Espen 13 %, Erlen 4 %, Eichen 1,5 %. Ein wirtschaftliches jährliches Fällen auf einem Gebiet von 8000 ha kann 1,8 Mill. Festmeter Holz ergeben.

Torfmoore und Sümpfe nehmen 1800 km² von Litauen ein. Die bedeutendsten Torfmoore, ungefähr 200 km² der Fläche (10—70 km² ein jedes) mit Torfschichten von 3—5 m durchschnittlicher Tiefe, können bis 200 Mill. t trockenen Torfes ergeben.

Heute werden die zwei größeren Massive bei Kaunas und eines bei Šiauliai ausgenutzt. Im Jahre 1928 wurden etwa 100 000 t trockenen Torfes verarbeitet und für Industrie und Heizung verbraucht.

4. Wasserkraft

Nach den Angaben des Hydrometrischen Büros ist der Vorrat der Wasserkraft der litauischen Flüsse:

minimale Wasserkraft	75 %	. . . .	160 000 PS
mittlere „	50 %	. . . .	240 000 „
maximale „	Jahrregulierung	. . .	500 000 „

Die bedeutendsten Flüsse sind der Nemunas (Memelstrom) und Neris (Wilijafluß), mit großem Gefälle und beträchtlicher Wassermenge; sie haben eine minimale verfügbare Wasserkraft von 72 000 bzw. 29 000 PS.

Die litauischen Flüsse sind genügend wasserreich; 0,30—0,40 des Niederschlages (Mittel 600 mm pro Jahr) fließen in die Flüsse ab. Die

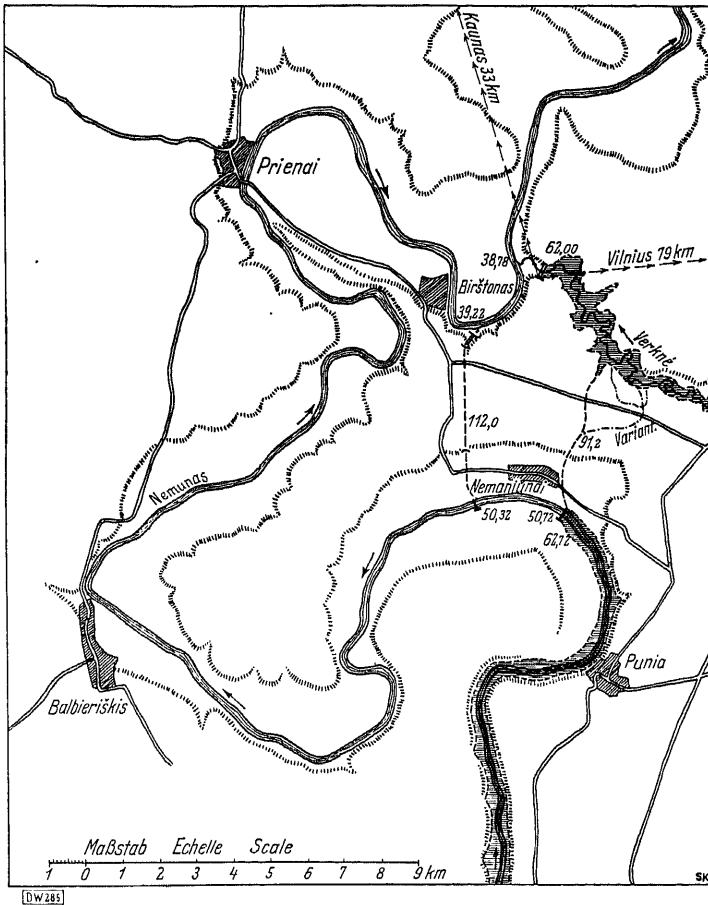



Abb. 1.

Die Memelstromschleife. Nemunas-loop. Le noeud du Nemunas.

geringsten Wassermengen sind im Winter nach anhaltenden Frösten und am Ende eines trockenen Sommers vorhanden. Die Stromtäler mit steilen Ufern sind günstig für die Anlage von Regulierungsbecken.

Heute wird die Wasserkraft reichlich, doch nicht immer richtig ausgenutzt. Es arbeiten 650 Wassermühlen und hydroelektrische Anlagen mit einer installierten Leistung von zusammen 8000 PS, im Durchschnitt

hat jede Anlage kaum 13 PS. Die größten Anlagen besitzen 125—150 PS, die Mehrzahl der Anlagen hat eine Leistung unter 10 PS.

5. Problem der Memelschleife

Das interessanteste Projekt ist die Ausnutzung der Wasserkraft der berühmten Memelstromschleife zwischen Nemaniūnai und Birštonas (33 km von Kaunas). (Abb. 1.)

In dieser Schleife macht der Memelstrom einen Weg von 50 km anstatt eines direkten von 4—5 km. Bei Gefälle von 0,000 250 fällt hier der Memelstrom unausgenutzt 12 m herunter.

Um die Energie der Schleife auszunutzen, projektiert man einen Kanal oder Tunnel, welcher auch den Schiffen den Weg verkürzen würde. Es lohnt sich, den Wasserstand in der Memel bei Nemaniūnai um etwa 12 m zu heben, bevor das Wasser in den Kanal geleitet wird.

Es ist ferner vorgesehen, das Tal des Verknéflusses in ein Ausgleichbecken zu verwandeln, mit einem Inhalt von 19,8 Mill. m^3 und einer Fläche von 255 ha. Dazu ist eine Talsperre von 22 m Höhe nötig.

Durch den Kanal kann man diesem See aus der Memel 100 m^3/s Wasser zuführen.

Die mittlere Wassermenge des letzten Jahrzehntes ist $MQ = 280\ m^3/s$, die mittlere minimale $MNQ = 140\ m^3/s$, minimale $NNQ = 100\ m^3/s$.

Das Projekt der Ausnutzung der Memelschleife wurde schon im Jahre 1913 vorbereitet; das war das erste Projekt der größeren hydroelektrischen Anlagen in Rußland. Jetzt besitzen wir einige Vorprojekte mit verschiedenen Varianten.

Zwei Kraftzentralen — an dem Memelstrom bei Beginn des Kanales und bei der Verkné-Talsperre — mit gemeinsamer Leistung von 30 000 PS.

Die geologischen Bedingungen des Durchstechens sind nicht zu schwer — es sind Lehm- und Sandschichten vorhanden, Grundwasser findet sich auch.

Die Verwirklichung des Projektes scheint ziemlich möglich. Sie wird durch die allgemeinen Wirtschaftsverhältnisse und ungenügende Wertung der Bedeutung der Elektrifikation verhindert.

6. Kraftzentralen

Jetzt werden die Städte mit elektrischer Energie, meistens für Licht, durch eigene elektrische Zentralen versorgt. Die gesamte Leistung aller Zentralen beträgt 12 000 kW (Kaunas 4000, Memel 3000, Šiauliai 2000 kW). Als Brennstoff werden Torf, Erdöl und Steinkohle verwendet.

Im Jahre 1930 wird in Petrašiūnai, bei Kaunas, eine neue Überlandzentrale mit zwei Dampfturbinen zu je 2200 kW Leistung errichtet. Als Brennstoff ist Torf bestimmt. Die Anlage kann bis zu 24 000 kW ausgebaut werden.

7. Aussichten

Bei einem mittleren Stromverbrauch kann man mit 100 kWh je Einwohner im Jahre oder insgesamt, entsprechend der heutigen Einwohnerzahl, mit 230 Mill. kWh rechnen.

Eine etwas weiter entwickelte Industrie, elektrifizierte Eisenbahnen und Städte könnten in unseren Verhältnissen ebensoviel Strom verbrauchen, wie die elektrifizierte Landwirtschaft.

Für die Landwirtschaft, 50 kWh für 1 ha Ackerland annehmend, sind 140 Mill. kWh jährlich erforderlich. Man kann ungefähr einen jährlichen Verbrauch von 250 Mill. kWh annehmen.

Infolge des unregelmäßigen Strombedarfes muß man mit 70 % Ausnutzung der Anlagen und einer kurzen Benutzungsdauer von etwa 1000 Stunden jährlich rechnen.

Die erforderliche installierte Maschinenleistung müßte 360 000 kW oder etwa 500 000 PS betragen.

Man sieht, daß weder eine völlige Ausnutzung der Wasserkräfte noch eigener Brennstoff genügen wird, um der Mindestnachfrage des Landes an Energie nachzukommen.

Deshalb wird Litauen ohne Brennstoffeinfuhr nicht auskommen.

Summary

77 per cent of the inhabitants of Lithuania are occupied with farming, a small industry supplies mostly the local market.

The sources of energy are: forests, peat moss, rivers. A modest amount of water power is being utilised very little (about 5 per cent).

Most interesting is the project of water power arrangement of the Nemunas-loop, 50 km in length. It is presumed to obtain 30 000 HP.

Literaturnachweis

S. Kolupaila. Beabsichtigte Ausnutzung der Wasserkraft der Memelstromschleife bei Birštonas. Riga, 1927. Die erste hydrologische und hydrometrische Konferenz der baltischen Staaten in Riga am 26.—28. Mai 1926. Protokolle und Referate.

S. Kolupaila. Die hydrometrischen Arbeiten in Litauen. Kaunas, 1927.

S. Kolupaila. Nemuno kilpa. Lietuvos elektrifikacijos klausimu. Kaunas, 1929. Zur Frage der Wasserkraftausnutzung der Memelstromschleife bei Birštonas, in litauischer Sprache.

S. Kolupaila. Hidrometrinis metraštis 1925—1927. Jahrbuch des Hydrometrischen Büros Litauens 1925—1927. Kaunas, 1929.

Russland

Die Energiequellen Sibiriens

Komitee der U. d. S. S. R.

S. Balakschin

Einleitung

Auf Grund des gesamten zur Verfügung stehenden Materi hier der Versuch gemacht, eine kurze Übersicht zu geben, Kraftquellen in Sibirien vorhanden sind, wie sie verteilt sind weit sie zur Zeit ausgenutzt werden. Bei ihrem Vergleich wer Daten in Brennstoff von 7000 kcal umgerechnet. Man kann Kraftquellen zweierlei Arten unterscheiden: solche, die sich vo wieder ersetzen (wobei das Brennmaterial sich nach ca. 200 Jah der ansammelt) und solche, die sich nicht von selbst ersetzen.

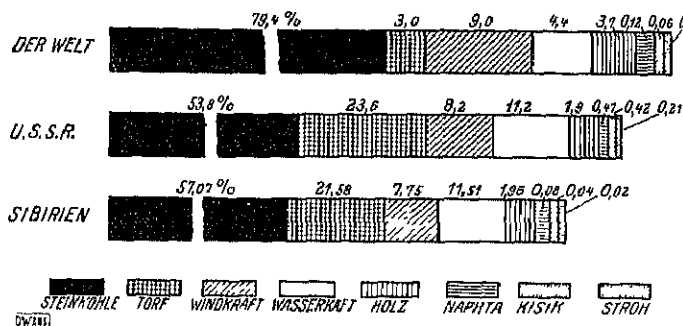



Abb. 1. Energievorrate.

Tabelle 1 gibt die Energiequellen der Welt wieder, der U. d S und Sibiriens, miteinander verglichen. Hieraus ist ersichtlic Sibirien uber 7,57 % der Energie der ganzen Welt und uber 78,9 Energie der U. d. S. S. R. verfugt. Diese Ziffern bringen d die Bedeutung der Energievorrate Sibiriens zum Ausdruck.

Die Steinkohle Sibiriens

Die Steinkohlenlager Sibiriens, soweit sie bis jetzt bekannt machen insgesamt 396,7 Milliarden t aus[1], d. h. 5,43 % des Ge vorrats der Welt[2].

[1] Siehe: „Die Kohlenlager der U S.S R , Material des Geologischen Komitees."
[2] Nach Feststellungen des XII. Internationalen Geologischen Kongresses

Tabelle 1

Energiequellen der Welt, der U.d.S.S.R. und Sibiriens, gerechnet als Brennstoff von 7000 kcal.

	Welt			U.d.S.S.R.			Sibirien			
	Milliarden t	in %	in % der Summe A + B	Milliarden t	in %	in % der Welt-vorräte	Milliarden t	in % der Summe A + B	in % zu U.d.S.S.R.	in % der Welt-vorräte
A. Steinkohle	7300	96,99	79,49	474,6	53,83	6,5	396,70	57,07	83,50	5,43
Naphtha	11,5	0,15	0,12	4,12	0,47	35,8	0,54	0,08	13,13	4,69
Torf	*215*	*2,86*	*2,34*	*155,6*	*17,70*	*72,3*	*108,20*	*15,56*	*69,75*	*50,40*
Insgesamt	7526,5	100,00	81,95	634,32	72,00		505,44	72,71	.	
B. Wasserkräfte	412	24,88	4,48	100	11,28	22,6	79,36	11,51	79,36	19,28
Holz	340	20,51	3,70	17,0	1,93	5,0	13,66	1,96	74,23	4,02
Wind	830	50,08	9,06	73,0	8,26	8,8	54,20	7,75	80,08	6,53
Torf (Zuwachs)	66,7	4,02	0,72	52,0	5,9	78,0	42,0	6,02	81,0	63,00
Kisiak (Mist)	5,7	0,34	0,06	3,7	0,42	65,0	0,27	0,03	7,3	4,75
Stroh	2,8	0,17	0,03	1,8	0,21	64,5	0,13	0,02	7,3	4,75
Insgesamt	1657,2	100,00	18,05	247,5	28,00		189,62	27,29		
A und B zusammen	9183,7	--	100 %	881,82	100 %		695,06	100 %		

Siehe auch Abb. 1

In Tabelle 2 ist die Verteilung dieser Vorräte aufgeführt. Hieraus und aus Abb. 2 ist zu ersehen, daß sich die größten Mengen an Stein-

Tabelle 2

Die Steinkohlenlager der U. d. S. S. R. nach den Daten von 1927

Bezirke	Die Kohlenlager enthalten in Millionen Tonnen			
	1. Tatsächlich	2. Wahrscheinlich	3. Möglich	Insgesamt
Sibirien				
Kusnezk	25 000,0	305 000,0	—	330 000,0
Minusinsk	78,75	—	6 171,25	6 250,0
Irkutsk	385,0	51 615,0	—	52 000,0
Ensey-Rayon	22,99	9,8	65,4	98,19
Lena-Rayon	5,03	10,06	100,0	115,09
Transbaykal	12,40	228,0	80,0	320,40
Amur-Rayon	—	—	375,5	375,5
Gebiet am Meer	12,03	76,93	526,66	615,62
Nord-Sachalin	—	—	2 000,0	2 000,0
Kasakstan	—	27,5	4 930,0	4 957,5
Insgesamt	25 516,20	356 967,29	14 248,81	396 732,30
Ural				
Der Kiselowsky-Rayon	51,25	74,02	138,11	263,38
Die Egorschinsky	0,11	7,14	22,77	30,02
Bredinsk- und Poltawa-Kohlenlager	0,59	2,45	18,66	21,70
Der Tschelabinsk-Rayon	20,50	15,50	400,0	436,0
Der Bogoslowsk-Rayon	14,32	26,60	—	40,92
Insgesamt	86,77	125,71	579,54	792,02
Die Republiken in Mittel-Asien	—	—	334,13	334,13
Petschera-Bassin	1,66	—	—	1,66
Donez-Bassin	—	57 613,0	10 554,0	68 167,0
Gouv. Kiew, Cherson und Ekaterinoslaw	—	—	12,9	12,9
Das Gebiet bei Moskau	—	94,5	8 243,0	8 337,5
Krim	0,01	—	0,27	0,29
Der nördliche Kaukasus	—	—	22,08	22,08
Transkaukasus	—	123,0	100,0	223,0
Insgesamt	1,67	57 830,5	19 266,68	77 098,85
Gesamtbetrag	25 604,64	414 923,50	34 095,03	474 623,17

kohlen im Kusnezk-Bezirk befinden (330 Milliarden t). Das ist 4,75 mal mehr als im Donez-Bezirk im Süden der U. S. S. R. Die gegenwärtige Steinkohlenförderung in Sibirien beträgt nur 4 305 000 t = 13,6 % (siehe Tabelle 3). Die U. d. S. S. R. bezieht somit in der Hauptsache ihre Kohle aus dem Donez-Bassin.

Tabelle 3

Die Gesamtausbeute an Steinkohle der U.d.S.S.R. (in 1000 Tonnen)[3].

Bezirke	1923-24	1924-25	1925-26	1926-27
Donez	12 165	12 454	19 578	24 601
Ural	1 030	1 251	1 566	1 847
Moskau	660	555	930	972
West-Sibirien	1 024	1 020	1 696	2 424
Ost-Sibirien und Ferne Osten (DWO)	1 177	1 023	1 558	1 881
Mittel-Asien	70	94	117	190
Kaukasus	63	75	85	80
Insgesamt	16 189	16 472	25 530	31 995

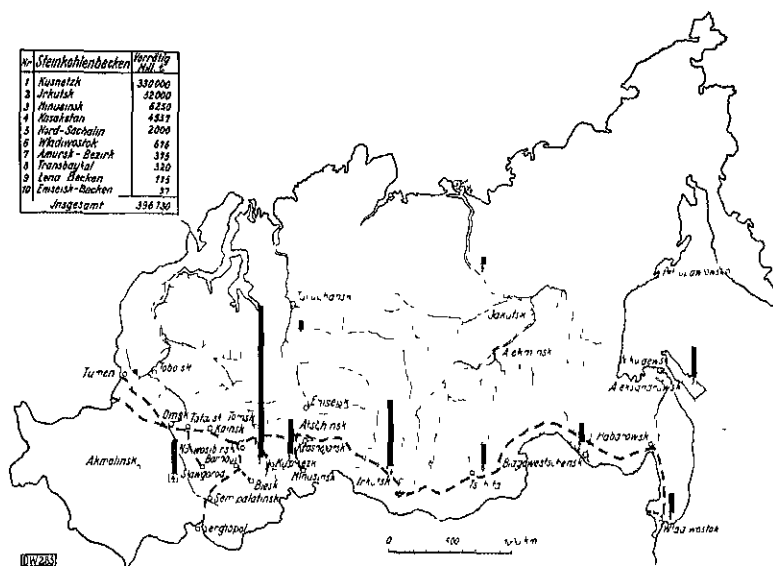



Abb. 2. Steinkohlenvorräte Sibiriens

Wie aus Tabelle 4 ersichtlich ist, wird die in Sibirien gewonnene Steinkohle von den Eisenbahnen, der Industrie und in den Städten verbraucht. Ein Teil wird in das Wolgagebiet und in den Ural ausgeführt, ein anderer Teil zu Koks verarbeitet.

Der voraussichtliche Verbrauch an Steinkohle in Sibirien wird für 1930 bis 1931 von der Verwaltung Sibiriens wie folgt veranschlagt:

[3] Siehe Prof. Kafengauß, Die Industrie der U.d.S.S.R. im Jahre 1926/27 (Jahrbuch des WSNCH).

Tabelle 4

Eisenbahn	2486,0 (in Tausend t)
Industrie	1308,0
Zu Koks verarbeitet	809,3
In den Städten verbraucht	876,7
Ausfuhr in das Wolgagebiet	326,3
Ausfuhr in den Ural	245,6
Für Wassertransport	120,5
	6262,4 (in Tausend t).

Die weiße Kohle (die Wasserkräfte) Sibiriens

Nach dem vom Verfasser zusammengestellten Kataster der Wasserkräfte[1] steht Sibirien hinsichtlich der Vorräte an Wasserkräften an zweiter Stelle, hinter den Vereinigten Staaten von Nordamerika (siehe Tabelle 6), und verfügt über 51 138 673 PS für 12 Monate und über 102 277 217 PS für 9 Monate, oder tatsächlich für das ganze Jahr (nach dem "ordinary minimum flow") über 15 900 000 kW.

Tabelle 5

Die in der Welt vorhandene Wasserkraft und die Ausnutzung derselben für jeden Erdteil gesondert

Zusammengestellt von S. Balakschin

Erdteile	Vorhandene Wasserkraft in Tausenden Kilowatt	Ausnutzung der Wasserkraft in der Gegenwart in Tausenden Kilowatt	In %
Europa	54 029	7 041	13,7
Amerika	40 421	5 001	12,41
Asien	36 644	1 140	3,12
Australien	7 777	79	1,02
Afrika	5 000	20	0,4
Noch nicht erforscht in verschiedenen Gegenden	3 000	20	0,6
Insgesamt	146 871	13 301	

Tabelle 6

Die in den einzelnen Staaten vorhandenen Wasserkräfte und ihre Ausnutzung

Staaten	Vorhandene Wasserkraft in Tausenden Kilowatt	Heutige Ausnutzung der Wasserkraft in Tausenden Kilowatt	Ausnutzung der Wasserkraft in % der überhaupt vorhandenen
1. Vereinigte Staaten	25 975	3389	13,02
2. Sibirien	15 900	91	0,58
3. Kanada	13 696	1389	11,7
4. Norwegen	11 000	885	14,7
5. Kaukasus	8 620	30	1,35
6. Turkestan	7 300	6	0,08
7. Schweden	6 500	950	15,2
8. Frankreich	6 000	1700	28,3

[1] Siehe die Berichte der Weltkraftkonferenz in London 1924

Staaten	Vorhandene Wasserkraft in Tausenden Kilowatt	Ausnutzung der heutigen Wasserkraft in Tausenden Kilowatt	Ausnutzung der Wasserkraft in % der überhaupt vorhandenen
9. Europäischer Teil U.d.S.S.R.	5 700	313	6,38
10. Indien	5 641	128	2,27
11. Ost-Indien	4 340	43	0,99
12. Schweiz	4 320	804	18,6
13. Spanien	3 240	681	21,0
14. Japan	3 400	914	26,5
15. Italien	2 930	972	24,7
16. Deutschland	2 200	450	25,0
17. Österreich	2 000	191	9,5
18. Süd-Island	1 828	23	12,6
19. Finnland	1 372	118	8,6
20. Polen	1 198	84	7,0
21. Tschechoslowakei . . .	930	84	11,3
22. Großbritannien	658	168	25,4

Aus dieser Tabelle ist ersichtlich, daß zwar ungeheuer viele Wasserkräfte in Sibirien vorhanden sind, diese jedoch bis jetzt in sehr geringem Maße ausgenutzt sind (91 000 kW oder nur 0,58 % der insgesamt vorhandenen Wasserkräfte).

Es gibt zur Zeit in ganz Sibirien nur 140 Turbinen mit insgesamt 8100 PS, die übrigen Wasserkräfte werden durch die Wasserräder ausgenutzt (siehe Tabelle 7). Der Verfasser hat den Beweis erbracht, daß die Ausnutzung der sibirischen Wasserkräfte wirtschaftlich ist.

Tabelle 7

Wasserkraftanlagen in Sibirien

(Zusammengestellt von „Sibispolwod")

Gouvernements und Gebiete	Fluß-Bassins	Zahl der Motoren						
		Bis 8 PS	8–25	25–50	50–100	100–500	Über 500	Insgesamt
Tomsker	Irtisch	379	116	—	—	-	-	495
Tomsker . .	Ob	864	18	2	—	1	-	885
Omsker	Irtisch	245	71	2	–	–	–	321
Semipalatinsk .	Irtisch	1500	501	1	1	1	3	2010
Altay	Ob	279	160	4	1		–	444
Eniseer	Enisey	2300	1042	1	—	2	–	3345
Irkutsker	Lena und Enisey	141	–	—	—	7	1	149
Baykal-Bezirk u. Amur-Gouv.	Amur	76	—	—	—	—	—	76
Iakutsk . . .	Lena	81	—	—	—	—	—	81
Primorskaya (Küsten) Gouv.	Amur	177	—	—	—	—	—	177
Insgesamt		6042	1911	10	5	11	4	7983

Es ist notwendig, darauf hinzuweisen, daß die *Wasserkräfte Sibiriens bis jetzt noch sehr wenig erforscht sind.* Im Jahre 1920 wurde auf Anregung des Verfassers eine besondere Verwaltung zur Erforschung und Ausnutzung der Wasserkräfte in Sibirien („Sibispolwod“) gegründet, die jedoch leider nicht mehr besteht.

Im Zusammenhang mit der in größtem Umfang geplanten Elektrifizierung Sibiriens wird in den nächsten Jahren der Bau einer ganzen Reihe von Wasserkraftanlagen geplant (siehe weiter unten).

Die grüne Kohle (Brennholz) Sibiriens

Die Vorräte an Brennholz sind in Sibirien sehr groß (948,96 Millionen ha) und machen etwa 30 % der in der ganzen Welt vorhandenen Menge und 69 % der in der U. d. S. S. R. vorhandenen aus. (Siehe Tabelle 8)[5].

Tabelle 8

Umfang der Waldbestände Sibiriens im Vergleich mit anderen Ländern

Land	Fläche in Tausend ha	% im Vergleich mit der in der ganzen Welt vorhandenen Fläche
U.d.S.S.R.	506 000	13,4 %
Sibirien	948 960	30 %
Kanada	323 200	27,6 %
Vereinigte Staaten und Alaska	268 100	23,1 %
Schweden und Norwegen	26 380	2,2 %
Österreich-Ungarn	18 780	1,6 %
Deutschland	14 000	1,2 %
Frankreich	9 610	0,8 %
England	1 130	0,1 %

U.d.S.S.R. und Sibirien zusammen 1455 Millionen Hektar.

Bis jetzt sind allerdings diese Vorräte weder richtig ausgenutzt noch genügend erforscht.

Angenommen, die jährliche Zunahme von einem Hektar betrage 2 m³ Holz und die Hälfte des gesamten Waldbestandes in Sibirien sei der Ausnutzung leicht zugänglich, so erhalten wir einen jährlichen Zuwachs von 348,97 Millionen m³.

In Tabelle 9 sind die Daten über die Fläche und den Zuwachs der Wälder in den einzelnen Kreisen aufgeführt, aber unter der Voraussetzung, daß man nur 50 % des Zuwachses für die Energie ausnutzt und hierzu den Verbrauch an Holz mit 1,338 kg pro eine effektive PSh ansetzt (Abb. 3).

Aus Tabelle 9 ist ferner zu ersehen, daß man in Sibirien einen Zuwachs in einem Jahr von 34,13 Millionen t Brennholz (in den Einheiten des angenommenen Brennstoffes von 7000 kcal) errechnet hat oder 658 687 effektive PS.

Zur Zeit werden in Sibirien in einem Jahr ungefähr 96,9 Millionen m³ Brennholz verbraucht.

---

[5] Siehe eine Karte der Wälder Sibiriens dazu

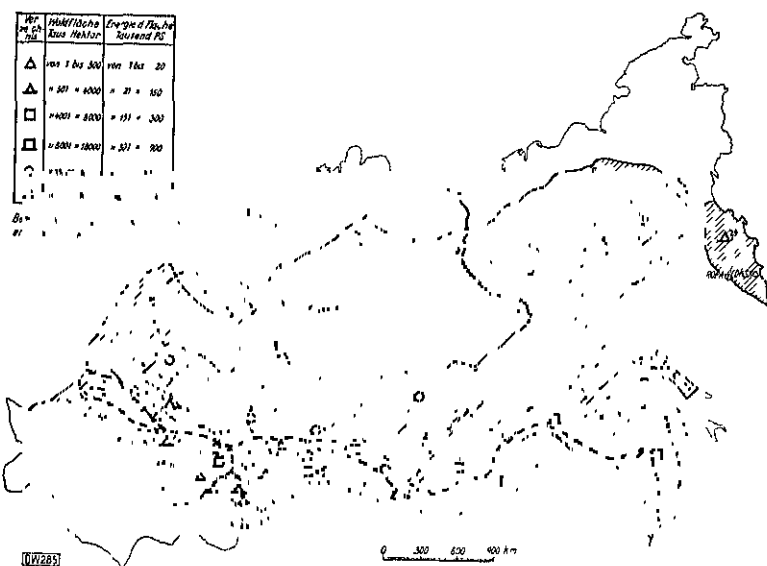



Abb. 3. Energie aus Holzvorraten in Sibirien.

Tabelle 9

Grune Kohle (die Walder) Sibiriens

Tabelle der Walder Jahrlicher Zuwachs an Holz und moglicher Gewinn.
Zuganglicher Teil

Kreisbezirke, in denen sich Walder befinden	Flache der Walder in Tausend ha		Jahrlicher Zuwachs in 1000 cbm	Jahrliche Zunahme an Holz		
	Insgesamt	Zuwachs		in 1000 t	in 1000 t bei einer Brennstoffeinheit von 7000 Kcal	in PS ununterbrochen
1 Atschinsk	3 000	1 500	3 000	675	304	5 663
2 Barabinsk	4 073	2 036	4 073	916	418	7 688
3 Kansk	18 202	9 101	18 202	4 095	1 843	34 352
4 Krasnojarsk	99 907	49 953	99 907	22 479	10 116	188 521
5 Nowo-Sibirsk	1 398	699	1 398	315	142	2 637
6. Omsk	789	394	789	178	80	1 489
7. Tara	3 129	1 564	3 129	704	317	5 905
8 Tomsk	33 579	16 789	33 579	7 555	3 900	63 379
9 Tulun	15 796	7 898	15 796	3 419	1 539	28 676
10. Barnaul	821	410	821	125	88	1 534
11. Bijsk	1 361	680	1 361	306	138	2 567
12 Irkutsk	27 238	13 619	27 238	6 149	2 758	51 111
13 Kamen	418	209	418	94	43	588
14. Kirensk	33 281	16 640	33 281	7 488	3 212	62 817
15 Kusnezk	3 959	1 979	3 959	891	403	7 470
16 Minussinsk .	5 618	2 809	5 618	1 264	569	10 604
17. Rubzowka .	472	236	472	101	4 740	889
18. Slawgorod .	405	202	405	95	43	792
19 Chikassky .	2 678	1 338	2 676	602	276	5 051
Insgesamt „Sibkray“	256 750	128 375	256 750	57 769	25 996	484 618

Tabelle 9 (Fortsetzung)

Kreisbezirke, in denen sich Wälder befinden	Fläche der Wälder in Tausend ha		Jährlicher Zuwachs in 1000 cbm	Jährliche Zunahme an Holz		
	Insgesamt	Zuwachs		in 1000 t	in 1000 t bei einer Brennstoffeinheit von 7000 Kcal	in PS ununterbrochen
Übertrag:	256 750	128 375	256 750	57 709	25 996	484 618
20. Tobolsk . .	2 419	1 209	2 419	544	298	4 563
Der Ferne Osten (DWO.)						
21. Wladiwostok	4 592	2 296	4 592	1 033	465	8 666
22. Chabarowsk .	14 713	7 356	14 713	3 310	1 489	27 767
23. Nikolaewsk .	19 586	9 793	19 586	4 407	1 983	39 970
24. Amursky . .	11 909	5 954	11 909	2 679	1 199	22 478
25. Seisky . . .	12 937	6 468	12 937	2 911	1 310	24 420
26. Stretensk . .	7 684	3 842	7 684	1 729	778	14 630
27. Tschita . . .	12 899	6 449	12 899	2 903	1 307	24 349
28. Sachalin . .	2 723	1 362	2 725	613	276	5 142
29. Kamtschatka	2 725	1 362	2 725	613	276	5 142
Insgesamt DWO	89 800	44 900	89 800	22 050	10 128	184 977
Insgesamt	348 969	174 484	348 969	78 518	34 130	658 687

Tabelle 10. Die Torfvorräte Sibiriens in Millionen Tonnen

Nr	Gebiete	Gebietsfläche in Tausend km²	Davon Sümpfe	An Torf vorhanden	
				In Millionen t	In %
1	Tobolsker	1 327	332	31 550	13,5
2	Tomsker	1 676	419	15 900	6,8
3	Altaisches	324	6	617	0,26
	Westgebiet	3 327	757		
1	Uralbezirk	316	6	602	0,25
2	Turgajer	455	4	131	0,18
3	Akmolinsker	565	6	537	0,23
4	Sempalatinsker .	512	5	487	0,20
	Steppengebiet	1 848	21		
1	Enisseisker	2 613	653	62 200	26,8
2	Irkutsker	894	131	12 720	5,47
3	Transbaikalisches	613	12	1 670	0,71
4	Jakutsker	3 792	918	90 020	38,79
	Ostgebiet	7 912	1747		
1	Amurgebiet	447	18	1 700	0,73
2	Primorskaja (Kustengebiet) . .	547	22	2 080	0,89
3	Kamtschatka	1 295	65	6 180	2,66
4	Sachalin	37	1,0	71	0,03
	Ferner Osten (DWO)	2 326	106		
	Insgesamt	15 413	2631	226 765	

Nach den Berechnungen des Verfassers kann man den in Sibirien vorhandenen Torf etwa zu 226 765 Millionen t annehmen = 69 % des gesamten in der U. d. S. S. R. vorhandenen Torfs.

Aus der Tabelle 10 ist die Verteilung dieses Torfs ersichtlich.

Nach den Daten des Sibirischen Geologischen Komitees (Sibgeolkom) sind in Westsibirien 70,32 Millionen m³ Torf vorhanden.

Gegenwärtig wird in Sibirien nur sehr wenig Torf verbraucht. Dies erklärt sich daraus, daß Sibirien an anderen Brennstoffen noch reich genug ist.

Im Zusammenhang mit der Elektrifizierung Sibiriens ist der Bau von Kraftstationen unmittelbar auf Torfmooren in Aussicht genommen.

Die „Blaue Kohle" (Windkraft) in Sibirien

Angesichts dessen, daß eine einheitliche Bestimmung der Windkraft bis jetzt noch fehlt, hat der Verfasser folgende Methode angewandt und glaubt, damit annähernd richtige Resultate erzielt zu haben.

Wenn man die Kraft der Windmotoren proportional der dritten Potenz der Windgeschwindigkeit (W^3) und der Dauer des Zeitraumes, in welchem der Wind bläst, setzt, so kann man schätzungsweise die Energie (P) eines Windmotors in einem Gebiet Sibiriens für das ganze Jahr als proportional der dritten Potenz der mittleren Windgeschwindigkeit und der Windtage des Jahres annehmen, d. h.

$$P = W^3 n$$

Die Werte W und n haben wir den Beobachtungen der Meteorologischen Stationen Sibiriens entnommen, wobei ganz Sibirien in 6 Gebiete geteilt wurde, mit Gleichsetzung von $P = W^3 n$ von 500—20 000 (siehe Tabelle 11).

Auf je einem Kilometer wurde ein Windmotor angenommen mit Flügeln von $D = 30\ m$ Durchmesser und einer Leistung von

$$N = 0{,}000\,494 \frac{\xi}{0{,}592} F W^3 \text{ PS}^6,$$

wobei $\xi = 0{,}4$ und $F = 706{,}86$ m² bei $D = 30$ m ist.

Wenn wir die Kraftleistungen in kW und kWh umrechnen, so erhalten wir die Tabelle 11.

Tabelle 11

Angenommene Windkraftgruppen	Windkraftenergie in kWh im 1 km im Laufe eines Jahres	Windkraftleistung für 1 km² in kW ununterbrochen im Laufe eines Jahres
500—1000	2080—4160	0,23—0,46
bis 2000	8 320	0,94
bis 3000 .	12 480	1,42
bis 5000 .	20 800	2,37
bis 10 000 .	41 600	4,74
bis 20 000 . .	83 200	9,49

[6] Krassowsky, Ausnutzung der Windkraft.

Tabelle 12

Die Kraft des Windes (Blaue Kohle) in Sibirien

Bezeichnung zu Abb. 4	Fläche in km²	Mögliche Windenergie für das ganze Jahr in kW dauernd	
		für 1 km²	für das ganze Gebiet
1	1 566 909	0,23—0,46	368 042—736 084
2	1 744 856	0,94	1 803 228
3	1 482 494	1,42	2 376 691
4	3 157 443	2,37	8 336 990
5	1 451 355	4,74	7 673 180
6	3 204 942	9,49	25 705 877
Insgesamt	12 547 999		39 128 759

Hieraus ist zu ersehen, daß in Sibirien dauernd durch den Wind 46 632 050 kW vorhanden sind (Abb. 4).

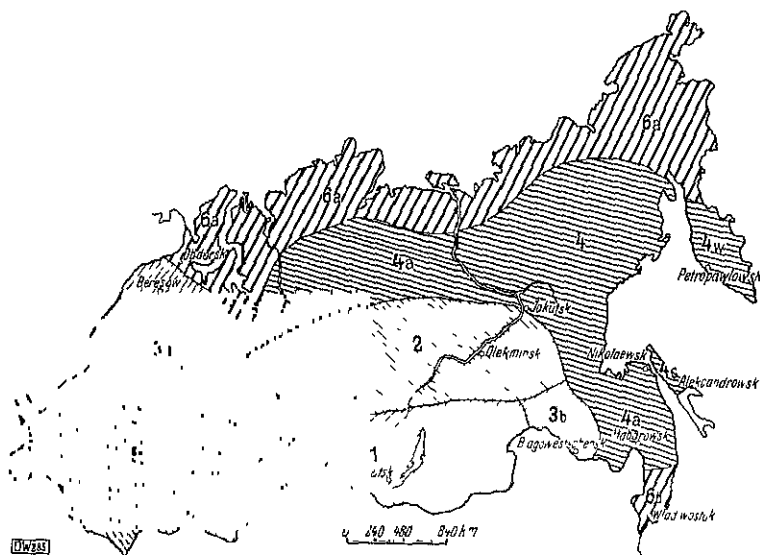



Abb. 4. Windenergie Sibiriens

Die Ausnutzung des Windes ist jedoch zu Zeit in Sibirien noch sehr gering. In der Industrie sind etwa nur 500 Windmotoren vorhanden (mit insgesamt 2750 PS) und etwa 5000 bäuerliche Windmühlen.

Die Windenergie könnte in Zukunft also in Sibirien noch erheblich besser ausgenutzt werden.

Naphtha, Petroleum, Benzin usw

Das Vorkommen von Naphtha ist bisher in Sibirien noch nicht genügend erforscht worden. Man hat dies bisher nur auf Sachalin und Transbaikal festgestellt, doch ist anzunehmen, daß Naphtha auch in anderen

Gebieten Sibiriens vorhanden ist (man hat z. B. erst kürzlich bei Perm im Uralgebiet Naphtha entdeckt).

Von den 2883,8 Millionen t Naphtha, welche in der U. d. S. S. R. vorhanden sind, entfallen auf Sibirien 374 Millionen t oder 13,3 % (Tabelle 13).

Tabelle 13

In der U.d.S.S.R. vorhandenes Naphtha

Bezirk	Vorhanden in Millionen t	in %
Baku	1442,6	50,1
Grosny	900,0	31,2
Kuban-Gebiet	65,6	2,3
Transkaukasus	32,8	1,1
Uralgebiet	262,4	9,1
Uchta	32,8	1,1
Transkaspisches Gebiet	32,8	1,1
Ferganagebiet	16,4	0,6
Sachalin	98,4	3,4
Baikal	?	?
Insgesamt	2883,8	100

Von der Gesamtausbeute der gesamten Welt an Naphtha im Jahre 1927 = 171,7 Millionen t[7] entfallen auf die U. d. S. S. R. 9,9 Millionen t oder 5,8 %. (Daten über Sibirien fehlen.)

Der Verbrauch an Naphthaprodukten in Sibirien ist aus der nachfolgenden Tabelle 14 ersichtlich.

Tabelle 14

Verbrauch an Naphthaprodukten in Sibirien in den Jahren 1926—27

Art der Produkte	Westsibirien	Ostsibirien	Insgesamt	pro Kopf
Naphtha als Heizmaterial	12 575	1 622	14 197	0,95 kg
Masut zum Schmieren	10 110	3 586	13 696	0,92
Petroleum	37 376	16 860	54 236	3,55
Benzin	1 013	1 013	2 026	0,132
Öle usw.	6 488	2 463	8 951	0,60
Insgesamt	67 562	25 544	93 106	

Nach dem Staatsplan für die Entwicklung der Volkswirtschaft ist ein starker Verbrauch an Naphthaprodukten für die Traktoren in der Landwirtschaft vorgesehen.

Kisiak oder Kisik (Mist)

Dieses Heizmaterial wird hauptsächlich in den Steppengebieten, wo kein Holz vorhanden ist, verwendet.

[7] Siehe „Übersicht der Naphthagewinnung in 1927" „Das Naphtha der U. d. S. S. R., Moskau 1928."

Hergestellt wird es aus Mist von Kühen, Schafen und Pferden in Form von Ziegeln.

Seine Heizkraft beträgt etwa 2300 kcal. Gegenwärtig werden in Sibirien durchschnittlich im Jahre ungefähr 3,2 Millionen t verbraucht.

Stroh

Stroh wird in Sibirien hauptsächlich beim Dreschen des Getreides zum Heizen der Lokomobilen verwandt.

Seine Heizkraft beträgt etwa 2750 kcal. Jährlicher Verbrauchsdurchschnitt beläuft sich auf etwa 1,6 Millionen t.

Energie der Sonne, der Ebbe und Flut usw.

Die Ausnutzung der Energie der Sonne, der Ebbe usw. ist technisch noch sehr im Anfangsstadium und wird hier deshalb nicht angeführt.

Die Verteilung der Energievorräte in Sibirien

Die Energievorräte Sibiriens sind sehr günstig verteilt: ungeheure Kohlenlager befinden sich unweit der Sibirischen Eisenbahnstationen: Kemerowo, Tscheremchowo und in der Nähe von Eisenerzlagern (das Telbessproblem).

Durch die Errichtung von Schleusen in den wichtigsten schiffbaren Strömen Sibiriens (Enisey, Angara, Tom, Irtisch u. a. m.) wird die Ausführung von mächtigen elektrischen Wasserkraftanlagen ermöglicht werden.

Ungeheure Wälder und Torfmoore im Norden werden ausgenutzt werden können, wenn erst Eisenbahnen dahin gebaut werden (z. B. die Bahn Tomsk-Eniseysk usw.).

Die Ströme des Altays und seines Vorlandes (Katun, Bija u. a.) weisen eine Reihe von Plätzen auf, die sich vorzüglich für den Bau von Wasserkraftanlagen eignen.

Die Energiewirtschaft Sibiriens in der Gegenwart

Die Zahl und Leistung der Kraftanlagen Sibiriens ist im Vergleich zu seiner Ausdehnung noch sehr gering. Insgesamt sind zur Zeit in Sibirien 19 383 Krafterzeugungsanlagen vorhanden mit zusammen 1 013 000 kW, in stationären sowie in fahrbaren Anlagen.

Die stationären Kraftanlagen Sibiriens

In Tabelle 15 ist die Leistung der gegenwärtig in Sibirien vorhandenen stationären Kraftanlagen schätzungsweise angegeben unter gleichzeitiger Nennung der Gebiete, in denen sich diese Anlagen befinden.

Es läßt sich aus dieser Tabelle ersehen, daß die Leistung aller unbeweglichen Kraftanlagen Sibiriens zurzeit insgesamt 142 880 kW beträgt. Ferner geht daraus hervor, daß die meisten Anlagen sich in Westsibirien und in der Nähe der Eisenbahn und der größten Wasserwege

befinden. Im Norden Sibiriens fehlen solche Anlagen fast ganz. Den größten Teil dieser stationären Anlagen machen die Mühlen der Bauern aus.

Tabelle 15

Leistung der stationären Kraftanlagen Sibiriens

Gebiete	Anlage für Erzeugung elektrischer Energie		Sonstige Anlagen		Insgesamt	
	Anzahl	kW	Anzahl	kW	Anzahl	kW
Westsibirien . . .	82	4 520	2 920	19 400	3 002	23 920
Kasakstan	27	5 200	2 100	12 500	2 157	17 700
Sibkray	120	22 835	10 036	57 050	10 156	79 885
Buraten	6	600	75	400	81	1 000
Jakutien	5	250	81	415	86	665
Ferner Osten . .	63	8 710	2 053	11 000	2 116	19 710
Insgesamt	303	42 115	17 265	100 765	17 598	142 880

Die fahrbaren Kraftanlagen Sibiriens

Hierher gehören die Lokomotiven der Eisenbahn, die Dampfschiffe, die Automobile usw.

Tabelle 16 gibt Daten für diese Krafterzeuger an. Es ist aus dieser ersichtlich, daß diese Krafterzeuger mit einer Gesamtleistung von 1,18 Millionen PS in der Kraftwirtschaft Sibiriens gegenüber den stationären Krafterzeugern mit insgesamt 143 000 kW weitaus überwiegen.

Tabelle 16

Anzahl und Leistung der fahrbaren Krafterzeuger in Sibirien

Art der Krafterzeuger	Anzahl der Krafterzeuger im Transportwesen	PS
Wassertransport . .	175	280 000
Eisenbahn	1 380	890 000
Automobile . .	150	4 500
Autobusse . . .	75	5 600
Insgesamt	2 080	1 180 100

Bezüglich der Art der Motoren ist aus Tabelle 17 festzustellen, daß die Dampfmotoren der Leistung nach, die Wassermotoren (hauptsächlich Wasserräder) aber der Anzahl nach überwiegen.

An Dampfmotoren sind in Sibirien in den größeren Kraftstationen der Fabriken sowohl Dampfturbinen als auch Dampfmaschinen und Lokomobilen vorhanden (hauptsächlich von den deutschen Fabriken Wolf und Lanz).

Bei den Wassermotoren handelt es sich hauptsächlich um die Wasserräder der bäuerlichen Mühlen. Die Wasserturbinen sind sowohl von russischer als auch von ausländischer Herkunft.

Tabelle 17

Art der Motoren in den gegenwärtig vorhandenen Krafterzeugungsquellen Sibiriens

Art der Motoren	Art der Anlagen				Insgesamt	
	stationäre		fahrbare			
	Anzahl	PS	Anzahl	PS	Anzahl	PS
Wassermotoren						
Turbinen	147	8 090	—	—	147	8 090
Wasserräder . . .	8 035	82 750	—	—	8 035	82 750
Dampfmotoren						
Dampfmaschinen .	3 404	45 530	1 780	1 090 000	5 184	1 135 530
Dampfturbinen .	23	18 000	—	—	23	18 000
Naphthamotoren .	47	24 000	27	80 000	74	104 000
Petroleummotoren .	16	530	—	—	16	530
Benzinmotoren . .	—	—	105	10 100	105	10 111
Gasgeneratoren . .	6	550	—	—	6	550
Windmotoren . . .	5 500	13 750	—	—	5 500	13 750
Pferdemotoren . .	300	900	—	—	300	900
Insgesamt	17 478	194 100 oder 142 880 kW	1 912	1 180 100 oder 868 550 kW	19 390	1 374 200 oder 1 011 430 kW

Die Naphthamotoren haben hier wenig Verwendung gefunden, da dieser Brennstoff ja von Sibirien so weit entfernt gewonnen wird.

Bei den Windmotoren ist außer den gewöhnlichen ländlichen Windmühlen mit 4—6 Flügeln ein höchst originell konstruierter Windmotor bei Omsk zu erwähnen, der im Jahre 1910 von den Brüdern *Senitschkin* erbaut wurde. Dieser Motor hat eine horizontale Welle, auf der 8—16 große Flügel befestigt sind. Dieser Motor hat sich als sehr praktisch erwiesen und wird hauptsächlich bei den Mühlen im Steppengebiet verwandt.

Als Heizmittel für die Lokomotiven der Eisenbahnen sowie in der Industrie und in den städtischen Zentralstationen dient hauptsächlich die Steinkohle. Für den Wassertransport und für abgelegene industrielle Unternehmungen wird auch Holz verwandt.

Die elektrischen Kraftanlagen Sibiriens

Von der Gesamtleistung der stationären Kraftanlagen Sibiriens in Höhe von 142 880 kW betragen zurzeit die elektrischen Kraftleistungen 42 115 kW = 29,5 %, die von ihnen erzeugte Gesamtenergie macht dabei 54,32 Millionen kWh aus.

An der Gesamtleistung der 2419 elektrischen Kraftanlagen in den U.d.S.S.R., mit einer Gesamterzeugung von 3248 Millionen kWh pro Jahr gemessen, beträgt die Leistung in Sibirien 3,48 %, die erzeugte Energie 1,66 %.

Die Tabelle 18 nennt die zur Zeit in Sibirien vorhandenen elektrischen Kraftzentralen.

Tabelle 18

In Sibirien vorhandene elektrische Kraftanlagen

Art der Anlagen	Anzahl	Leistung in kW
Gebietsanlagen	28	28 310
Bezirksanlagen	38	7 057
Ländliche Anlagen	236	6 748
Insgesamt	302	42 115

Die Mehrzahl der elektrischen Anlagen befindet sich in Westsibirien (249). Bezüglich der Art des Stromes verteilen sich die 730 elektrischen Generatoren folgendermaßen: 27 Drehstrom, 5 Einphasenstrom und 698 Gleichstrom. Die Spannung beträgt bei den Zentralen meistens 110—120 Volt, doch gibt es auch einzelne Zentralen mit 2000—10 000 Volt. Fast alle diese Zentralen sind Dampfkraftwerke.

Von den vorhandenen 20 Wasserkraftwerken hatte nur eines am Fluß Turgusun 1100 kW, die anderen haben wesentlich geringere Leistungen. Doch sind in letzter Zeit in Sibirien eine Reihe von größeren Wasserkraftanlagen projektiert.

Die Elektroenergie wird gegenwärtig fast ausschließlich zu Beleuchtungszwecken verwandt und der Ausnutzungskoeffizient beträgt im Durchschnitt 15%. Da der Ausnutzungskoeffizient ein so niedriger ist, sind naturgemäß die Selbstkosten der elektrischen Energie in Sibirien verhältnismäßig hoch (z. B. in den Städten Omsk und Tomsk betragen sie 15 Kopeken pro kWh). Hieraus und aus dem Bestreben der Städte, die kommunalen Ausgaben durch die Einnahmen aus der Elektroenergie zu decken, erklären sich die überaus hohen Stromtarife, die zur Zeit in den sibirischen Städten bestehen (von 25—30 Kopeken bis zu 1 Rubel/kWh). Aber von seiten der Regierung besteht die Absicht, in nächster Zeit im Zusammenhang mit der Durchführung eines großen Elektrifikationsprojektes die Tarife auf ein Minimum zu reduzieren.

Zusammenfassend sei noch einmal betont, daß, wie vorhin schon erwähnt, die Erzeugung und Ausnutzung der Elektrizität in Sibirien zur Zeit noch recht gering ist, daß aber entsprechend den Regierungsplänen zur Entwicklung der Wirtschaft Sibiriens in den nächsten Jahren eine starke Erweiterung des Verbrauchs an elektrischer Energie durch Errichtung großer Elektrizitätszentralen zu erwarten ist.

Die Elektrifizierung Sibiriens

Die ungeheuren Steinkohlenlager im mittleren Teil Sibiriens, das dort gleichzeitig vorkommende Eisenerz (z. B. im Kusnezkgebiet), die großen Möglichkeiten der Ausnutzung der Wasserkräfte in den Südbezirken (Altay), wo auch Erze gefunden werden, die Möglichkeiten,

die Stromschnellen der großen Flüsse (Enisey, Angara) auszunutzen die zahlreichen und ausgedehnten Wälder und Torfmoore u. a. m., al dies sind für die Entwicklung der Industrie und des Wirtschaftsleben in Sibirien äußerst günstige Momente.

Im Zusammenhang mit den ungeheuren Steinkohlenlagern und de Vorräten an Eisenerz im Kusnezkbezirk werden zurzeit in beschleunig tem Tempo kombinierte Anlagen (das Telbessproblem) mit große elektrischen Kraftzentralen gebaut. Ferner hat man mit der Erbauung einer Reihe großer Fabriken begonnen (Zuckerfabrik in Aleyskaia Zementfabrik in Jaschkino u. a.). Eine Anzahl von Mühlen ist bereit elektrifiziert. Die großen Steinkohlenlager und Vorräte an Eisenerz im Minusinskbezirk haben auch hier Anlaß zur Entwicklung eine großen Industriezentrums gegeben, das jedoch noch im Entstehen ist Das gleiche gilt für die Gegend bei Irkutsk wegen der dort vorhandene Kohlenbergwerke und der für die Ausnutzung sehr vorteilhaft gelegene Schleife des Flusses Irkutsk. Die Erbauung der Turkestanisch-Sibirischen Eisenbahn geht ihrem Ende zu. Diese Bahn, im Zusammen hang mit der von Tomsk nach Jeniseisk, eröffnet die Möglichkeit zur Ausnutzung der ausgedehnten Wälder im Norden. Nach Ausführung der zur Zeit nur geplanten Errichtung von Schleusen an den Flüssen Enisey, Angara, Tom, Irtisch werden sich hier Möglichkeiten bieten zur Erbauung einer ganzen Reihe von hydro-elektrischen Anlagen mit Leistungen bis zu 600 000 PS pro Anlage.

Zum Schluß sei noch einmal zusammenfassend darauf hingewiesen, daß entsprechend dem für die nächsten 5 Jahre vorgesehenen Plan der Elektrifizierung Sibiriens die Vermehrung der Anzahl an vorhandenen elektrischen Stationen um das Vierfache vorgesehen ist, die Steigerung der Leistungen um das Elffache und der Abgabe an Energie um das 37-fache. Die städtischen elektrischen Kraftstationen sollen bedeutend vergrößert werden, wobei geplant ist, im Verlauf der nächsten 4 Jahre die Mehrzahl der industriellen Unternehmungen in den Städten zu elektrifizieren. Man hat auch bereits mit der Elektrifizierung der Dörfer Sibiriens begonnen und zu diesem Zwecke große Kollektivwirtschaften sowohl seitens des Staates als auch seitens der Bauern, die sich dazu bereitfanden, eingerichtet. Der Selbstkostenpreis der elektrischen Energie für die Kraftstationen soll in den einzelnen Gebieten, wie aus den Berechnungen ersichtlich ist, in den nächsten Jahren bis auf 6,5 bis 3,5 Kopeken/kWh herabgesetzt werden.

Es ist nicht allein ein technischer, sondern auch ein ökonomischer Plan bezüglich der Elektrifizierung Sibiriens aufgestellt worden.

Summary

A brief survey is made of the power resources of Siberia, of their distribution, and of the extent to which they have been exploited up to the present time. All sources of energy are expressed in terms of fuel of 7000 kcal, and dealt with in this form. The resources in coal, water power, wind power, fire wood, peat, naphtha,

petroleum, benzine, etc, are enumerated and notes given on the present state of power supply in Siberia including stationary and other power plants. Information is also given on the number of machines, on their capacity, as well as on electric generating stations, their output in kWh and the prices of current. In addition, further possibilities for electrification in Siberia in connection with local industries are discussed.

Deutschland

Die deutschen Kohlen[1]

Deutsche Kohlensyndikate

Prof. Dr. D. Aufhäuser

A. Größe und Art der Kohlenproduktion

Die Kraft- und Wärmewirtschaft in Deutschland gründet sich weitaus überwiegend auf Kohlen. Bemerkenswert ist dabei, daß Deutschland das einzige Land der Welt ist, in welchem neben der Steinkohle auch die Braunkohle — und zwar die jüngere Art (Lignit) — einen maßgeblichen Anteil an der Energiewirtschaft hat.

Für den Steinkohlenbergbau liegen die Verhältnisse in Deutschland keineswegs günstiger als in den anderen Kohlenländern Europas hinsichtlich der Ausdehnung der Steinkohlenvorkommen, der Mächtigkeit der Flöze und des bergmännischen Abbaues. Wohl aber haben die Kohlenfelder meist wirtschaftsgeographisch eine günstige Lage für den Inlandsverbrauch und für die Ausfuhr.

Kohlenproduktion in Mill. Tonnen	1928	1913 berechnet auf den jetzigen Gebietsumfang
Steinkohlen:		
Rheinland-Westfalen (Ruhr)	114,6	
Oberschlesien	19,7	
Niederschlesien	5,7	
Aachener Revier	5,5	
Sachsen	4,0	-
Verschiedene Reviere	1,4	
Steinkohlen-Gesamtproduktion	150,9	140,8
Braunkohlen:		
Westlich der Elbe einschl. Hessen-Nassau	69,7	
Östlich der Elbe (Niederlausitz)	14,4	
Am Rhein und in Hessen	48,5	-
Bayern	2,7	
Verschiedene Reviere	0,9	-
Braunkohlen-Gesamtproduktion	166,2	87,2

[1] Unter „Kohlen" sind im nachfolgenden Steinkohlen *und* Braunkohlen verstanden.

Die statistischen Angaben sind dem Bericht des Deutschen Reichskohlenrates über das Kohlenwirtschaftsjahr 1928 entnommen und ergänzt durch eigene statistische Angaben der Kohlensyndikate. Die Tafeln sind aus Aufhäuser: „Brennstoff und Verbrennung" Berlin 1927.

Die Stärke Deutschlands im Kohlenbergbau beruht darin, daß es alle Arten von Steinkohlen in ausgeprägten und guten Typen besitzt, und ein Gleiches gilt für die deutschen Braunkohlen im ganzen. Die Entwicklung der deutschen Kohlenwirtschaft berührt sich in diesem Punkt mit den Bestrebungen der Weltkraftkonferenz, welche erkennen lassen, daß die *Art* der Kohlen um so mehr an Bedeutung gewinnt, je mehr die Kohleverwertung, im umfassendsten Sinn dieses Wortes, fortschreitet.

Deutschland war unter anderem dasjenige Land, welches zuerst die Verkokung der Steinkohle unter Gewinnung aller Nebenprodukte durchgeführt hat, und ebenso ist Deutschland schon frühzeitig in der chemischen Verwertung der Braunkohle durch den Schwelprozeß vorangegangen. In der weiteren Entwicklung bis in die neueste Zeit sind Tieftemperaturverkokung, Kohleverflüssigung, Brennstoffsynthese usw. gefolgt.

Dessen ungeachtet steht für die deutsche Kohlenwirtschaft die unmittelbare Energieerzeugung aus Kohle, d. h. die Verfeuerung, immer noch an erster Stelle. Die Leistungen auf diesem Gebiet treten nach außen hin nicht so stark hervor wie die der chemischen Kohlenverwertung, stehen aber wissenschaftlich auf gleicher Höhe. Tatsächlich sind es ganz gewaltige Werte, um welche die deutsche Technik ringt, wenn sie die Gestehungskosten für Wärme (Dampf), Gas und Elektrizität auch nur um Bruchteile von Pfennigen für die Erzeugungseinheit erniedrigt.

Dazu gehört vor allem, daß die Verfeuerung grundsätzlich und zielbewußt alle Arten und alle Sorten von Kohlen und Koks umfaßt. Die Auslegung, die man in früheren Zeiten dem Begriff der „minder-

Inlandsverbrauch 1928 [2]

	In % der Gesamtförderung von Steinkohle und Braunkohle
Industrielle und gewerbliche Feuerungen im allgemeinen, das sind überwiegend Dampfkesselfeuerungen	22,6
Eisenbahnen	9,9
Elektrizitätswerke	6,8
Industrie der Steine und Erden, einschl. Tiefbau	5,1
Gaswerke (ohne die Ferngaserzeugung der Zechenkokereien)	5,0
Schiffahrt	2,2
Industrie und Verkehr . . insgesamt	51,6
Häusliche Feuerungen, Landwirtschaft und Kleinhandel	27,7
Erzgewinnung, Erzeugung und Bearbeitung von Eisen und anderen Teilen (Montanindustrie). .	20,7
	100,0%
Inlandsverbrauch in Millionen Tonnen	145,621

[2] Steinkohlenkoks, Steinkohlenbriketts und Braunkohle umgerechnet auf Steinkohlen.

wertigen" Brennstoffe gab, gilt in Deutschland nicht mehr für die Art der Kohle, wie insbesondere durch die Verfeuerung von Rohbraunkohle bewiesen wird. Es gibt keine minderwertigen Arten von Kohlen, sondern nur minderwertige Sorten, wie Mittelprodukt, Kohlenschlamm und Koksgrus, mit besonders hohem Asche- und Wassergehalt. Aber auch die Verfeuerung solcher minderwertigen *Sorten* ist in Deutschland sorgfältig ausgebildet worden.

Der Inlandsverbrauch läßt in den größten Gruppen der Kohleverbraucher diese Bedeutung der Kohlenverfeuerung erkennen.

Von der Gesamtförderung an Rohbraunkohle wurden im Jahre 1928 verbraucht:

Für Herstellung von Briketts einschl. Eigenverbrauch der Brikettfabriken . . . . 65,8 %
Für Braunkohlenfeuerungen . . . . 33,0 %
Für chemische Verarbeitung (Verschwelung usw.) . . . 1,2 %

Für die Ausfuhr kommen nur hochwertigste Steinkohlen und veredelte (künstliche) Brennstoffe in Form von Steinkohlenkoks, Steinkohlenbriketts und Braunkohlenbriketts in Betracht.

Kohlenausfuhr-Statistik (einschl. Reparationslieferungen) im Jahre 1928

Art des Brennstoffes	Menge in Mill. Tonnen	Umgerechnet auf Steinkohle
Steinkohle	23,5	36,1
Zechenkoks.	9,0	
Steinkohlenbriketts . . .	0,7	
Braunkohlenbriketts.	1,7	—

Die Ausfuhr ist nicht bloß ein Ausgleich für die bestehende Einfuhr fremder Kohlen, sondern darüber hinaus eine wirtschaftliche Notwendigkeit. Die ausgeführten Kohlen stehen qualitativ auf dem höchsten Stand, der Umfang der zur Ausfuhr gelangenden Mengen ist dagegen angesichts der Leistungsfähigkeit unbefriedigend.

Bei der Gliederung des Inlandsverbrauchs, und noch mehr bei der Ausfuhr tritt die Art der Kohle charakteristisch hervor. Die Betrachtung der Kohle nach dieser Richtung hin ist theoretisch einfach, weil die chemische Zusammensetzung und der Heizwert eine deutliche Unterscheidung und Charakterisierung der Kohlenarten ermöglichen. Praktisch jedoch — vor allem in der Sprache des Heizers — werden die Kohlen nur auf Grund der Verkokungseigenschaft bezeichnet und unterschieden. Diese Eigenschaft allein tritt immer anschaulich hervor einerseits durch die Flammenbildung, und anderseits durch die Menge und Beschaffenheit des Verkokungsrückstandes. Die von Schondorff[3] gegebene Einteilung der Steinkohlen nach der Verkokung ist auch heute noch unübertroffen. Man kann diese Einteilung folgerichtig auf alle Kohlen, also auch auf Braunkohlen ausdehnen und ihr eine doppelte Auslegung geben:

[3] Schondorff: Zeitschrift für Berg-, Hütten- und Salinenwesen 1875.

1. Die quantitative Bedeutung liegt in dem Mengenverhältnis von Koks (fixer Kohlenstoff) zu den flüchtigen Bestandteilen.
2. Die qualitative Bedeutung liegt in der Art (Güte) des Kokses (backend oder nichtbackend) und der flüchtigen Bestandteile (trocken oder fett oder mager).

Faßt man beide Gesichtspunkte zusammen, so haben die „fetten“ Steinkohlen das beste mittlere Verhältnis zwischen Menge und Beschaffenheit der beiden Verkokungsprodukte, das heißt „fettes“ (kohlenstoffreiches) Gas und beste Backfähigkeit des Koks fallen zusammen. Man kann die fetten Kohlen deshalb auch als die spezifischen Steinkohlen bezeichnen, und sie bilden als solche den Mittelpunkt der Schondorff'schen Einteilung überhaupt.

Innerhalb der fetten Kohlen gibt es sodann wiederum Abstufungen in Gasflammkohle, Gaskohle und eigentliche Fett- oder Kokskohle. Die letztere kommt in ausgeprägter Form vornehmlich im Ruhrrevier vor und ist die Grundlage der dortigen Kokereien. Die Produktion des Ruhrreviers zeigt anteilig den fetten Charakter der dortigen Kohlen:

Fettkohle	etwa 65 %
Gas- und Gasflammkohle	„ 23 %
Eß-, Magerkohle und Anthrazit	„ 12 %

Die Fortsetzung der fetten Steinkohlen zu den geologisch jüngeren (trockenen) ebenso wie zu den geologisch älteren (mageren) Steinkohlen ergibt folgerichtige Abstufungen der quantitativen und qualitativen Verkokungseigenschaften, aber mit dem Unterschied, daß die qualitative Abstufung bei den jüngeren Steinkohlen weniger stark hervortritt als bei den älteren. Das erklärt sich daher, daß die jüngeren Steinkohlen im Feuer zunächst eine künstliche Alterung erfahren. Es ist deshalb berechtigt, die Bezeichnung „Gasflammkohle“ auch auf die jüngeren Steinkohlen auszudehnen.

Im Sinne der Verkokungseigenschaft ist der Heizwert der Kohle zunächst nur eine Summe von chemisch gebundener Energie, deren Entwicklung zu freier, fühlbarer Wärme sich immer in zwei Phasen vollzieht. Die flüchtigen Bestandteile verbrennen sichtbar flammenhaft über dem Rost mit annähernd gleicher und sehr großer Brenngeschwindigkeit, sofern nur die Größe des Verbrennungsraumes ihrer Menge angepaßt ist.

Der Verkokungsrückstand vergast und verbrennt auf dem Rost mit einer Geschwindigkeit, die ungleich geringer ist, im übrigen aber sehr stark abhängig von der Oberflächengröße und Oberflächenbeschaffenheit des Verkokungsrückstandes.

Die Brenngeschwindigkeit insgesamt ist die chemische Umsetzungsgeschwindigkeit der Luft mit den flüchtigen Bestandteilen und dem Koksrückstand: Ihr Maß ist die pro Raumeinheit und Zeiteinheit entwickelte Wärmemenge in kcal/m³/h und gilt in der neuzeitlichen Feuerungstechnik als die wichtigste Größe.

Tafel 1

Flüchtige Bestandteile der Reinkohle in %	Art und genetische Folge der fossilen Kohlen		Beschaffenheit des Kokses und der flüchtigen Bestandteile	Hauptvorkommen in Deutschland *
60				
55	Jüngere (lignitische) Braunkohle, hellbraun		körnig zerfallend, Gas matt, langflammig	Ausgedehnt in Mitteldeutschland und am Rhein
50, 45	Ältere Braunkohle dunkelbraun und dicht			Fehlt
40	Trockene oder Sinter-Steinkohle		Koks gesintert, Gas matt, langflammig	Schlesien und Sachsen
35	Übergangsformen. Jüngste Gasflammkohle		Koks schwach backend, Gas fett, langflammig	Sachsen, Saar, Schlesien, Rheinland-Westfalen
30	Fette (bituminöse) Steinkohle	Gasflammkohle		Schlesien Rheinland-Westfalen
25		Gaskohle (Schmiedekohle)	Koks backend, Gas fett, flammig	Niederschlesien, Rheinland-Westfalen
20		Spezifische Fett- oder Kokskohle	Koks dicht, backend, Gas fett, kurzflammig	Rheinland-Westfalen vereinzelt Niederschlesien
15	Übergangsform Eßkohle		Koks backend Gas halbfett kurzflammig	Rheinland-Westfalen
10	Magere, halbbituminöse Steinkohle		Koks nicht backend, Gas mager, kurzflammig	Rheinland-Westfalen, Niedersachsen
5	Anthrazit, nicht bituminös		Koks zerfallend, kurze, nichtleuchtende Flamme	Rheinland-Westfalen, Sachsen

* Rheinland-Westfalen einschließlich Aachen.

Die Brenngeschwindigkeit im ganzen hängt viel stärker von der Menge und Art des Verkokungsrückstandes ab, als von den flüchtigen Bestandteilen. Unter dieser Voraussetzung haben die ältesten Kohlen, welche bekanntlich im Heizwert die hochwertigsten sind, die geringste Brenngeschwindigkeit, während für die jüngsten (in Fortsetzung bis zu Torf und Holz) das Umgekehrte gilt. Rein theoretisch, d. h. unter gleichen Bedingungen der Stückelung der Kohle, des Zustandes der Luft usw., zeigt die Größe kcal/m^3/h deshalb keine großen Unterschiede.

Praktisch sind diese Bedingungen natürlich niemals die gleichen, vor allem nicht hinsichtlich der Stückelung; ebenso bedingt schon der spezielle Zweck einer Feuerung verschiedene Größen der Brenngeschwindigkeit, wenn nicht ein Mißverhältnis zwischen Wärmeentwickelung und Wärmeübertragung entstehen soll. Bereits hieraus ergibt sich eine außerordentliche Vielfältigkeit der Aufgaben, welche dem Feuerungstechniker gestellt werden. Diese Aufgaben lassen sich in der Hauptsache wie folgt kennzeichnen.

1. Die Größe (Wärmemenge) und Höhe (Temperatur) der geforderten Wärmeleistung.
2. Der zeitliche Verlauf der Wärmeleistung: langzeitlicher (kontinuierlicher) oder unterbrochener Betrieb, gleichmäßige Beanspruchung (Beharrungszustand) oder starke Schwankungen (Spitzenleistungen).
3. Örtliche oder wirtschaftliche oder technische Gebundenheit an bestimmte Arten von Kohlen oder an bestimmte Stückgröße (Sortenproblem)
4. Entwickelung und Verhütung von Rauch, Flugkoks und Flugasche und Schlackenbildung.

In Erkenntnis dieser großen und vielseitigen Aufgaben beschränken sich die Organisationen des deutschen Kohlenbergbaues nicht auf die reine Verkaufstätigkeit, sondern sind bestrebt, die Verwendung ihrer Kohlen mit allen wissenschaftlichen Hilfsmitteln zu durchdringen. Alle deutschen Kohlensyndikate unterhalten einen eigenen Stab von technischen Beamten (Wärmewirtschaftsstellen), um die Kohlenverbraucher in der Auswahl und Ausnutzung der Brennstoffe zu unterstützen.

B. Die Kohlensorten und die Brikettierung

Die Verbrennung, als eine chemische Umsetzung zwischen Luft und Brennstoff, ist für die Kohle eine Oberflächenreaktion und darin liegt der tiefere Sinn der Stückelung oder des Sortenproblems

Die Geschwindigkeit der Oberflächenreaktion hängt in erster Linie ab von dem Verhältnis der wirksamen Oberfläche zum Volumen des Kohlenstückes. Für einen geometrischen Körper, zum Beispiel einen Würfel, ergibt sich dieses Verhältnis zu

$$\frac{6a^2}{a^3} = 6a^{-1}$$

Das heißt die wirksame Oberfläche ist um so größer, je kleiner d „innere" Durchmesser ist. Diese Feststellung gilt nicht nur für Körp von regelmäßiger (geometrischer) Form, sondern läßt sich sinngem auch auf die stets unregelmäßig geformten Kohlenstücke übertrag und ergibt ganz allgemein, daß das kleinste Korn die größte wirksan Oberfläche hat.

Uneingeschränkt gilt das aber nur, wenn die Oberfläche wirkli eine „freie" ist, wie zum Beispiel in der Kohlenstaubfeuerung, wo jed Stäubchen tatsächlich in „seinem" Luftraum schwebt. Stückige Koh dagegen — im weitesten Sinne dieses Wortes — ist auf dem Rost imm geschichtet, so daß sich die Oberflächen zum Teil berühren und verdecke Feinkohlen zum Beispiel haben an und für sich das beste Oberfläche verhältnis, aber auch die größte gegenseitige Verdeckung (größt Luftwiderstand), während für Stückkohle das Umgekehrte gilt. Prak tisch muß man also zwischen gesamter und freier Oberfläche unte scheiden. Das beste mittlere Verhältnis zwischen beiden, also di gleichmäßigste Verteilung von Kohle und von Luftraum, haben d Nußgrößen. Aus diesem Grunde werden die Nüsse und ebenso künstlich Nüsse (Briketts) für solche Feuerungen bevorzugt, die, wie zum Beispi mechanische Feuerungen, eine gleichmäßige Brenngeschwindigke entwickeln sollen.

Im Verlauf der Verbrennung vergrößert sich die wirksame Oberfläch immer um ein Vielfaches, da die Kohle verkokt und dabei eine Porosita entwickelt. Diese Vergrößerung der Oberfläche wird besonders dan wirksam, wenn die Kohle im Feuer „steht", d. h. ein Backvermöge oder wenigstens ein scheinbares Backvermögen (Stehkraft) entwickelt Kleine, aschereiche Sortierungen backen immer weniger als die aschearmen Sortierungen der gleichen Art und Herkunft, weil die Asche in der Kohlenmasse wie ein Fremdkörper wirkt. Faßt man alle diese Gesichtspunkte zusammen, so ergibt sich, daß das Sortenproblem eine um so größere Bedeutung hat, je geringer die Brenngeschwindigkeit der Kohle ist.

Das Sortenproblem ist deshalb fast vollständig belanglos für Brennstoffe mit höchsten Brenngeschwindigkeiten, zum Beispiel Rohbraunkohlen. Bei diesen findet lediglich für die Zwecke der Brikettierung eine Auswahl und Aufbereitung statt. Bei der unmittelbaren Verfeuerung von Rohbraunkohle dagegen, die überdies zumeist in sehr großen Massen erfolgt, werden nur die unförmig sperrigen Stücke ausgeschieden oder gebrochen, während alle anderen wie Knorpel, lignitische Stücke oder mulmige Massen wahllos verfeuert werden können.

Für die Steinkohlen folgt, daß das Sortenproblem am dringlichsten ist für die mageren und anthrazitischen Feinkohlen und außerdem für Koksgrus. Abgesehen von der Brikettierung, von welcher noch die Rede sein wird, hat man in Deutschland dieses Sortenproblem gelöst durch die Konstruktion besonderer Feuerungen mit ausgiebiger Anwendung von Unterwind, Luftvorwärmung usw.

Ganz allgemein aber wird in Deutschland auf die Sortierung (Klassierung) der Steinkohlen die größte Sorgfalt verwendet und es wird auf diesem Gebiet intensiv gearbeitet. Trockene und nasse Aufbereitung und Windsichtung werden dauernd vervollkommnet. Auch die neuesten Verfahren, wie Flotation usw., sind mit einbezogen in die Bestrebungen, die Sortierung noch weiterhin zu verbessern. Es ist ein Vorzug der deutschen Steinkohlen, daß sie nach Art und Sortierung genau bezeichnet und unterschieden sind, sie sind wirkliche Brennstoff-„Einheiten", mit denen der Verbraucher rechnen kann.

Die Förderkohle wird sorgfältig gesichtet, d. h. von Unreinheiten (Bergen) befreit. Zwischen Förderkohle und Stückkohle gibt es melierte Sorten mit bestimmtem Stückgehalt. Stückkohlen und melierte Kohlen werden für Lokomotivfeuerung bevorzugt. Förderkohlen kommen im größten Ausmaß für Schiffskessel in Betracht. Besonders vielseitige Verwendung, sowohl in der Industrie als auch im Hausbrand finden die deutschen Nußkohlen (Erbskohlen). Feinkohlen werden viel für Spezialfeuerungen verwendet, können aber auch in Dampfkesselfeuerungen sehr wirtschaftlich sein.

Die Bezeichnung der Steinkohlensorten ist in Deutschland in den einzelnen großen Kohlenrevieren noch eine verschiedene, wie z. B. aus der nachfolgenden Gegenüberstellung von Ruhrrevier und Oberschlesien hervorgeht. Es sind aber bereits Bemühungen im Gange, auch darin zu einer Einheitlichkeit zu gelangen.

	Rheinland-Westfalen	Oberschlesien
Stückgehalt unbestimmt (natürlich)	Förderkohle	Förderkohle
Stückgehalt ausgesucht gut	Generatorkohle (50%) (Gasförderkohle (45%)	Generatorkohle
Stückgehalt bestimmt	meliert 10% bestmeliert 50%	
Stückkohle .	(über 120 mm) („ 80 „)	(über 120 mm) Würfel I - 120—90 mm Würfel II - 90—70 „
Nußkohlen	I 80—50 mm II 50—30 „ III 30—18 „ IV 18—10 „ V — 10— 7 „	Ia — 70—40 „ Ib — 40—25 „ II — 35—25 Erbs = 25—15 „ Grus = 25—10 „
Feinkohle .	bis 8 „	Staub = 10— 0 „
Nußgrus I	80— 0 „	Kleinkohle = 70— 0 „
Nußgrus II . .	30— 0 „	Ratterkleinkohle = 40— 0 „

Wenn man das Sortenproblem — in seinem Zusammenhang mit dem Oberflächenverhältnis — zu Ende denkt, gelangt man zu der Ver-

feuerung der Kohlen in Staubform. In der Staubfeuerung entwickel die Kohle die größte und restlos „freie" Oberfläche. Die Mahlfeinhei des Kohlenstaubes ist dabei wiederum abgestuft nach der Brennge schwindigkeit. Die höchsten Ansprüche in Bezug auf Mahlfeinhei sind an mageren und anthrazitischen Staub zu stellen, die geringste an Braunkohlenstaub. Jedoch kann die geringere Brenngeschwindig keit des mageren und anthrazitischen Staubes durch entsprechend Luftvorwärmung ausgeglichen werden.

Die Entwicklung der Kohlenstaubfeuerung (vgl. Tab. Abschnitt C hat sich in Deutschland verlangsamt, nicht zuletzt durch die fort schrittliche Entwicklung der mechanischen Kohlenfeuerungen. Ma ist sich aber auch noch nicht darüber klar, was für den Verbrauche vorteilhafter ist: Die Kohle selbst zu vermahlen oder brennfertige Staub zu beziehen.

Der gesamte deutsche Kohlenbergbau ist jedenfalls schon heut darauf vorbereitet, die Herstellung von brennfertigem Kohlenstaub in seine Pflege des Sortenproblems einzubeziehen. Auch Spezialwage (Selbstentlader) für den Kohlenstaubtransport sind bereits vorhanden

Endlich gehört noch zu dem Sortenproblem die Brikettierung: den sie ist eine künstliche Stückelung von Kohle und gleichzeitig auch eine künstliche Vermehrung des Backvermögens. Die Brikettierung ist in keinem Land der Welt so ausgebreitet wie in Deutschland, un zwar sowohl für Steinkohlen wie ganz besonders auch für Braunkohlen Im übrigen aber haben Steinkohlenbriketts und Braunkohlenbriketts nichts miteinander gemeinsam. Die Herstellung erfolgt nach ganz verschiedenen Methoden.

Das Steinkohlenbrikett

Das Steinkohlenbrikett (la brique = der Ziegel) wurde zuerst in Frankreich (St. Etienne 1861) hergestellt, während die technische Entwicklung des Verfahrens und seine umfangreichste Anwendung in Deutschland liegen. Man beabsichtigte mit diesem Verfahren die mageren Feinkohlen zu verwerten, die bei der Aufbereitung in großen Mengen anfallen, aber wegen ihres geringen Backvermögens sich nicht ohne weiteres verfeuern lassen. Auch heute noch bestehen die deutschen Steinkohlenbriketts überwiegend aus Mager-Feinkohle. Das Verfahren selbst ist jedoch in seiner Bedeutung über den ursprünglichen Zweck hinausgewachsen und ist vorteilhaft auf alle Arten von Steinkohlen und insbesondere auch auf Kohlenmischungen übertragen worden.

Als Rohmaterial dienen sorgfältig aufbereitete (gewaschene), staubfreie Feinkohlen. Dieses Material wird künstlich bis auf 1 % und weniger Feuchtigkeit getrocknet und mit dem feingemahlenen Bindemittel (Pech) gleichmäßig vermengt. Die Brikettiermischung wird nochmals durch Dampf aufgewärmt und in diesem Zustand in doppeltwirkenden Pressen unter 300 bis 400 at Druck zu Stückbriketts gepreßt. Eine besondere Abart ist das Eiformbrikett, welches mittels Walzenpressen hergestellt wird.

Produktionsziffern im Jahre 1928

Steinkohlenrevier	Menge in 1000 t
Rheinland-Westfalen (Ruhr)	3 363
Oberschlesien	332
Aachener Revier	274
Niederschlesien	154
Sachsen	91
Verschiedene	180
	4 394

Die deutschen Steinkohlenbrikettfabriken verwenden als Bindemittel ausschl. Steinkohlenteerpech, und zwar von mittelharter Beschaffenheit. Dieses Pech hat nicht nur eine vorzügliche Bindekraft, sondern es ist gleichzeitig ein in jeder Beziehung sehr hochwertiger Brennstoffzusatz. Der Pechzusatz verleiht der Brikettmischung eine künstliche Backfähigkeit, die flüchtigen Bestandteile des Pechs erhöhen die Brenngeschwindigkeit und die Lebhaftigkeit der Flammenbildung. Die Menge des Pechs beträgt bis zu 8 %, je nachdem die Kohlenmischung halbfetten, mageren oder anthrazitischen Charakter hat.

Eigenschaften von Steinkohlenbriketts

Art des Steinkohlenbriketts	Heizwert kcal kg	Wasser %	Asche %	Flüchtige Bestandteile %
Westfälische aus vorwiegend mageren Feinkohlen	7 600 7 800	0,8 1,2	7—9	16 - 22
Briketts aus langflammiger schlesischer Kohle	7 200	2 - 3	6 - 12	25 33
Eiformbriketts, vorwiegend anthrazitisch	7 700	1	7 9	12—16
Das Bindemittel, mittelhartes Steinkohlenteerpech	8 600	0,0 -0,1	0,2 0,5	65—55

Das deutsche Steinkohlenbrikett ist ein hochwertiger Brennstoff, welcher sich in dichten Stapeln (größter Volumenheizwert) ohne Gefahr der Selbstentzündung oder Wertminderung lagern läßt. Für die Industrie und vor allem für die deutschen und ausländischen Eisenbahnen werden Voll- oder Stückbriketts im Gewicht von 1, 3, 7 und 10 kg hergestellt. Die Würfelbriketts von 0,5 kg Gewicht und ebenso die Eiformbriketts von 50 bis 100 Gramm Gewicht finden außerdem ausgedehnte Verwendung im Hausbrand

Das Braunkohlenbrikett

Die deutschen Braunkohlen sind durchweg jüngerer (lignitischer) Art. Die grubenfeuchte Rohbraunkohle enthält 40 bis 60 % Wasser und ist sehr voluminös, ihre Verfeuerung bleibt deshalb auf einen engen

Umkreis beschränkt. Der Aufschwung und die Bedeutung des deutsc
Braunkohlenbergbaues beruhen auf der Brikettierung, welche in die
Umfang in keinem anderen Lande besteht und eine spezifisch deuts
Industrie darstellt. In ihren Anfängen geht diese Industrie zur
auf die Herstellung der sogenanten Naß-Preßsteine, ein, wie sel
der Name sagt, primitives Verfahren, welches heute fast restlos v
lassen ist.

Bei den neuzeitlichen Verfahren wird die Braunkohle soweit als 1
angängig getrocknet, also in ihrer Substanz „konzentriert". Die Vort
des Verfahrens sind aber damit keineswegs erschöpft, ebenso wich
sind nämlich auch die Verdichtung, die Verfestigung und die künstli
Stückelung, welche die Brikettierung mit sich bringt.

Nicht alle Rohbraunkohlen sind für das Verfahren gleich gut g
eignet. Ein besonderes Bindemittel wird nicht zugesetzt, indessen h
aber auch der Bitumengehalt nicht die ausschlaggebende Bedeutu
wie man früher annahm. Entscheidend ist vielmehr der Wassergeha
Jede Braunkohle läßt sich nur bei einem bestimmten Feuchtigkei
gehalt haltbar brikettieren. Dieser Feuchtigkeitsgehalt muß gen
ermittelt und während der Fabrikation eingehalten beziehungswe
kontrolliert werden.

Die Rohbraunkohle wird von Unreinheiten gesichtet, gleichmäß
aufbereitet und sodann getrocknet. Die Trocknung ist der schwierigs

Aufwertung von Rohbraunkohle

zu Briketts durch:	Rohbraunkohle	Braunkohlenbriketts
a) *Konzentration*		
Wassergehalt in % .	45—60	13—18
Heizwert in kcal/kg .	1800—2700	4700—5200
b) *Verdichtung*		
Wahres spezifisches Gewicht	1,1—1,2 für anstehende Kohle	1,2—1,3
Scheinbares spezifisches Gewicht, das ist Raumgewicht kg/cbm geschüttet	650 kg/cbm (lignitisch) bis 750 kg/cbm (mulmig)	725 kg/cbm (Salon oder Pfundformat) bis 825 kg/cbm (Klein- oder Industrieformate)
Gesetzt	—	1050 kg/cbm (Pfundformat)
1 Million Kalorien nehmen cbm Raum ein,		
geschüttet	0,78—0,66	0,28—0,24
gesetzt	—	0,20
c. *Verfestigung*		
Druckfestigkeit kg/cm²	gering	120—150 kg
d *Stückelung — Formung*	soweit vorhanden unregelmäßig oder klumpig	genormt durch die geometrische Form und die Abmessungen des Briketts

und empfindlichste Teil der Fabrikation; sie erfordert genaue wärmewirtschaftliche und betriebstechnische (Feuersgefahr) Überlegungen. Das getrocknete Material wird unter 1300 bis 1500 at Druck gepreßt und ergibt sodann die Aufwertung der Rohbraunkohle.

Das Format des Braunkohlenbriketts hat keineswegs nur äußerliche Bedeutung. Ursprünglich, und für den Hausbrand heute noch überwiegend, wurde das Salonbrikett im Gewicht von etwa 0,5 kg bevorzugt, welches in seinen Abmessungen einer Stückkohle gleichkommt. Die Industrie dagegen bevorzugt für Feuerungen und ganz besonders für Generatoren die kleineren Formate (Halbsteine, Würfel, Semmel, Nußchen usw.), welche in ihrer Größe der Steinkohlen-Nuß I und II entsprechen.

Der Vorteil bei jeder Verwendung von Braunkohlenbriketts ist zunächst die gleichmäßig sperrige Schüttung (große und gleichmäßige freie Oberfläche), die sich aus dem Format ergibt. Eine eigentliche Backfähigkeit besitzt das Braunkohlenbrikett ebenso wenig wie die Rohbraunkohle. Aber die Strukturfestigkeit der verdichteten Braunkohle ist (ähnlich wie bei Holz) so groß, daß das Brikett auch im Feuer sehr stehkräftig ist, ohne daß es sein Volumen verändert oder mit anderen Flächen zusammenbackt. Das verkokte Braunkohlenbrikett hat deshalb große Reaktionsfähigkeit, das ist Brenngeschwindigkeit, die aber auch weitgehend gedrosselt werden kann (wichtig für den Hausbrand).

Die Produktion an Braunkohlenbriketts und ihre Verteilung auf die Braunkohlenreviere war im Jahre 1928

Braunkohlenrevier	*Mill. t*
1) westlich der Elbe, das ist Mitteldeutschland einschl. Hessen-Nassau . . .	16,1
2) östlich der Elbe, das ist überwiegend die Niederlausitz	12,6
3) am Rhein und in Hessen .	11,2
4) Bayern . .	0,2
	40,1

C. Die Kohlenfeuerungen

Im Kohlenverbrauch Deutschlands stehen die Dampfkesselfeuerungen — in ihrer Gesamtheit — an erster Stelle. Die Auswahl der Brennstoffe für diese Feuerungen umfaßt alle Arten und alle Sorten von Kohle einschl. Koks. Bauart und Betriebsweise der Feuerungen erscheinen deshalb außerordentlich vielgestaltig. Dessen ungeachtet besteht zwischen allen Feuerungen eine Verbundenheit, die sich auf die Abstufung der Brenngeschwindigkeit der Kohlen gründet.

Zur Methodik der Kohlenfeuerung gehören bestimmte Grundbegriffe, die als Rostbelastung, Sekundärluftzufuhr usw. allgemein bekannt sind. Alle diese methodischen Hilfsmittel dienen dazu, die chemische Umsetzungsgeschwindigkeit der Luft sowohl mit den flüchtigen Bestandteilen *über* dem Rost (Sekundärluft) und wie besonders auch mit

dem Verkokungsrückstand *auf* dem Rost (Primärluft) zu erhöhen u
die beiden gegensätzlichen Brenngeschwindigkeiten nebeneinander
beherrschen und auszugleichen. Diese Aufgabe erscheint ebenso eige
artig wie schwierig, hat aber doch ihre grundlegenden Gesetzmäßi
keiten, wie sie nachfolgend schematisch dargestellt sind.

Tafel 2

Verbrennungsbedingungen	*Abnehmende Verbrennungsgeschwindigkeit* →				
	Braunkohle	*trockene, sinternde Kohle*	*fette, backende Kohle*	*magere, nichtbackende Kohle*	*Koks*
Brenngeschwindigkeit Rostbelastung					
Verbrennung auf dem Rost: Höhe der Rostbedeckung	*Sinngemäße Fortsetzung nach Braunkohle*				*Sinngemäße Fortsetzung nach Koks*
Verbrennung über dem Rost: Größe des Verbrennungsraumes					
Zufuhr von Zweitluft					
Zweckmäßigkeit von Unterwind					
Neigung zur Rauch- und Rußbildung					

Die größten Einheiten unter den Dampfkesselfeuerungen sind in Deutschland die großen öffentlichen und industriellen Elektrizitätswerke. Diese Werke liegen zum großen Teil, für Rohbraunkohle sogar ausschließlich, direkt bei den Kohlengruben und setzen an die Stelle des Kohlentransportes den Transport von elektrischem Strom (Überlandzentralen).

Diese Großkraftwerke haben neuzeitliche Feuerungseinrichtungen, wie sie im folgenden noch beschrieben werden. Es werden alle Arten und Sorten von Kohle verfeuert. Insbesondere gehören diese Elektrizitätswerke mit zu den größten Verbrauchern von Rohbraunkohle und die Elektrizitätserzeugung von Deutschland verteilt sich deshalb annähernd gleichmäßig auf Steinkohle und Braunkohle.

Stromerzeugung Deutschlands im Jahre 1927	Milliarden kWh	%
1. aus Steinkohle	9,10	36,2
2. aus Braunkohle	8,60	34,4
3. aus Steinkohle und Braunkohlenbriketts gemischt	0,42	1,7
4. aus anderen Kraftquellen, Wasserkraft, Ölmotoren usw	6,98	27,7
Insgesamt	25,10	100,00

Ein weiterer Großverbraucher ist die Eisenbahn, welche außerdem die höchsten qualitativen Ansprüche an den Brennstoff stellt. Die Eigenart ihres Betriebes macht es nötig, daß große Vorräte von Steinkohlen gelagert werden müssen, die sich nicht selbst entzünden und überhaupt lagerbeständig sein sollen.

Im Lokomotivbetrieb müssen bei sehr beschränkten Feuerraumabmessungen hohe Leistungen (bis 1,5 Millionen kcal/m³/h) erreicht werden. Daneben ist aber auch die Rauchfrage beim Eisenbahnbetrieb weitaus empfindlicher als in der Industrie.

Als Lokomotivkohlen werden deshalb hochwertige Stückkohlen und melierte Kohlen sowie Steinkohlenbriketts aller deutschen Steinkohlenreviere verwendet. Für die Braunkohle hat größere Bedeutung als die Brikettverfeuerung die staubgefeuerte Lokomotive, die sich sowohl für Braunkohlenstaub als auch Steinkohlenstaub in Deutschland in aussichtsreicher Entwicklung befindet.

Viel weniger beschränkt in der Auswahl der Kohle ist die Schiffahrt, jedoch muß hier unterschieden werden zwischen den Anforderungen der großen Seeschiffe einerseits und der kleineren Seeschiffe und Binnenschiffe andererseits. Dieser Unterschied deckt sich vielfach mit der Anwendung bzw. Nichtanwendung von künstlichem Zug.

Ist kein künstlicher Zug vorhanden, so werden leichte Steinkohlen (Gasflammkohlen) bevorzugt. Die Sortierung dieser Bunkerkohlen entspricht meist einer Förderkohle von bestimmtem sichtbaren Stückgehalt.

Die großen Seeschiffe dagegen, deren Feuerungsanlagen auch räumlich weniger beschränkt sind und an Vollkommenheit hinter den Landanlagen nicht zurückstehen, nehmen vorzugsweise hochwertige melierte Fettkohlen und Steinkohlenbriketts. Diese beiden Brennstoffe stehen auch in den überseeischen Kohlendepots zur Verfügung.

Gegenüber der Staubfeuerung verhält sich die deutsche Schiffahrt — von einzelnen Versuchsschiffen abgesehen — noch abwartend.

Die industrielle Dampfkesselfeuerung im allgemeinen hat in den älteren Anlagen und solchen von kleinem und mittlerem Umfang meist Flammrohrkessel, das ist Innenfeuerung. Die Beschickung erfolgt von Hand oder durch Wurfeinrichtungen. Als Brennstoffe

werden alle Arten von langflammigen Steinkohlen und in fast allen Sortierungen, ebenso Steinkohlen- und Braunkohlenbriketts verwendet.

Neuere große Anlagen haben meist den Wasserrohrkessel, der zum Unterschied vom Flammrohrkessel ein Anwendungsgebiet für alle Arten von mechanischen Feuerungen ist. Für den gleichmäßigen Gang der Verbrennung auf dem Wanderrost, ohne Anwendung von Unterwind, sind langflammige Nuß- und Erbskohlen das beste. Im allgemeinen ist für alle Arten der mechanischen Feuerung die Auswahl der Steinkohle nach Art und Sortierung nur noch wenig beschränkt und erstreckt sich bis auf magere und anthrazitische Feinkohlen und sogar auf Perlkoks und Koksgrus, sofern diese Feuerungen mit Unterwind versehen sind. Der letzte Fortschritt in der Anwendung von Unterwind ist der Zonenrost, bei welchem die Zufuhr der Primärluft sich zeitlich und räumlich an die fortschreitende Verkokung der Kohle anpaßt.

Auch die Vorwärmung der Verbrennungsluft verbreitet sich immer mehr. Alles in allem ergibt sich, daß die neuzeitliche Feuerungstechnik auf dem besten Wege ist, das Sortenproblem, wie es für die mageren und anthrazitischen Steinkohlen bestand, vollkommen zu lösen, und das ist im gleichen Maße für den Steinkohlenbergbau wie auch für die kohlenverbrauchende Industrie von größter wirtschaftlicher Bedeutung.

Braunkohlenbriketts werden ebenfalls vielfach in Dampfkesselfeuerungen verwendet. Besonders vorteilhaft ist das kleinere Industrieformat wegen seiner gleichmäßigen Form und Schichtung für mechanische Feuerungen.

Rohbraunkohle wurde schon immer in solchen Dampfkesselanlagen verfeuert, die sich in einem Umkreis bis zu etwa 60 km von der Grube befanden. Die verfeuerten Mengen waren deshalb, gemessen am Steinkohlenverbrauch, nicht bedeutend. Dieses Bild änderte sich aber ganz auffallend, seitdem man — vor etwa 15 Jahren — begann, unmittelbar bei den Braunkohlengruben große Überlandzentralen zu bauen, so daß heute, trotzdem auch die Braunkohlenbrikettfabrikation außerordentlich zugenommen hat, mindestens 1/3 der geförderten Rohbraunkohle unmittelbar verfeuert wird.

Bei Rohbraunkohle ergibt sich die Aufgabe, ihre Vortrocknung organisch in den Gesamtverlauf der Verbrennung und der Wärmeverteilung einzufügen. Man hat sich in Deutschland um die Ausbildung der Braunkohlenfeuerungen besonders bemüht. Die älteste Ausführungsform ist der Treppenrost. Neuzeitliche Formen sind: der Muldenrost, der auch für Steinkohle gebräuchliche Martin-Rost und sonstige mechanische Feuerungen. Die in Deutschland ausgebildeten Braunkohlenspezialfeuerungen haben sich auch in anderen Braunkohlenländern eingeführt oder sind dort vorbildlich geworden.

Im Zusammenhang mit den Dampfkesselfeuerungen ist endlich noch die Kohlenstaubfeuerung zu erwähnen, welche in Deutschland sowohl für Steinkohle als auch für Braunkohle angewandt wird. Mit Einschluß der industriellen Staubfeuerungen ergibt sich nach der Statistik vom 1. April 1928 das folgende Bild:

	Steinkohle in t	Braunkohle in t
Dampfkesselstaubfeuerungen im Betrieb.	1 913 000	706 000
Dampfkesselstaubfeuerungen im Bau . .	510 000	158 000
Industrielle Staubfeuerungen im Betrieb	1 967 000	223 000
Industrielle Staubfeuerungen im Bau .	158 000	4 000
	4 548 000	1 091 000

Über die letzte Entwicklung des Dampfkessels zum Hochdruckkessel ist zu bemerken, daß diese Entwicklung keine besondere Aufgabe darstellt hinsichtlich der Kohlenfeuerungen.

Neben den Dampfkesselfeuerungen sind für die Gliederung des Kohlenverbrauches nach Art und Sortierung die Spezialfeuerungen von sehr großer Bedeutung. Auf die Eisen- und Stahlindustrie, welche sehr große Mengen von Steinkohle in Form von Koks verbraucht, folgt als bedeutendster Abnehmer von Steinkohle und Braunkohlenbriketts die Industrie der Steine und Erden, das sind die Zementfabriken, die Tonwarenfabriken, Ziegeleien usw. Bei den Feuerungen dieser Art handelt es sich vielfach darum, hohe Temperaturen zu erzeugen und zu halten. Für diese Zwecke sind auch Steinkohlen von geringer Brenngeschwindigkeit, also magere und anthrazitische, ebenso Koks geeignet und in der Sortierung wenig beschränkt. Das gleiche gilt für die Schachtöfen der Zementfabriken, während die Drehrohröfen zu den Staubfeuerungen gehören.

Von sehr großer Bedeutung und Verbreitung ist weiterhin der Generatorbetrieb denn die meisten Heizgase der Technik sind — aber nicht aus wirtschaftlichen Gründen — heute noch Generatorgase

Der Generator- oder Vergasungsbetrieb hat — gegenüber dem Verkokungs- oder Entgasungsbetrieb — den Vorzug, daß die Auswahl der Kohlenarten viel größer ist Um so mehr Bedeutung hat aber die Stückelung, denn die Leistung eines Generators hängt vor allem davon ab, daß Brennstoff und Luft gleichmäßig geschüttet sind. Ausschlaggebend ist nicht allein der thermische Wirkungsgrad, sondern auch eine große und gleichmäßige Vergasungsgeschwindigkeit (Durchsatzgeschwindigkeit) und damit verbunden leichte Bedienung Am besten geeignet sind deshalb Brennstoffe mit einer gleichmäßig sperrigen Stückelung, die im Feuer „steht".

Diese Anforderungen erfüllen vor allem Generatornußkohlen (d. s. nicht backende Steinkohlen), Braunkohlenbriketts kleineren Formats (Industriebriketts) und gut gestückelter Koks

Bei der Auswahl der Generatorkohlen entscheiden die Unterschiede, die sich in der Beschaffenheit des Gases, der Durchsatzgeschwindigkeit usw. je nach Art des Brennstoffes ergeben.

Steinkohlenkoks hat die beste Stehkraft im Feuer, erfordert aber die höchsten Temperaturen für die Vergasung und gibt ein vollständig mageres Gas (Kohlenoxyd und Wasserstoff) mit einem Heizwert von

900 bis 1100 kcal/m³. Verwendet werden alle Stückelungen von Brechkoks bis zu Perlkoks, sofern sie nur grusfrei sind.

Das Braunkohlenbrikett hat die größte Vergasungsgeschwindigkeit bei niedrigster Vergasungstemperatur. Das Gas hat durch die vorhergehende Entgasung (Kohlenwasserstoffe und Teernebel) einen halbfetten Charakter und einen Heizwert von 1500 bis 1600 kcal/m³.

Die nicht backende Steinkohle steht in allen diesen Verhältnissen im näheren Abstand zum Braunkohlenbrikett und im weiteren zum Koks. Man verwendet als Generatorsteinkohle nicht backende Gasflammförderkohlen mit gutem Stückgehalt und ebensolche Eß- oder Magerkohlen. Für Sauggasgeneratoren wird, um teerfreies Gas zu erhalten, Anthrazit Nuß III und IV genommen, seltener Koks.

Unter genau gleichen Bedingungen kann man im Generatorbetrieb 1 Million gasförmige Wärmeeinheiten, bezogen auf Heißgas, erhalten aus:

220 bis 250 kg Braunkohlenbriketts
160 „ 190 „ Steinkohle
160 „ 190 „ Koks.

Generatorgasfeuerungen sind verbreitet und wichtig vor allem für die Industrie des Glases und der Tonwaren und die Metallindustrie. Die erforderlichen Temperaturen von maximal etwa 1700° lassen sich leicht erreichen, wenn man die halbfetten Generatorgase mit Luftüberschuß bis zu 10% verbrennt.

Als letzte unter den großen Gruppen der deutschen Kohleverbraucher ist die häusliche (und kleingewerbliche) Feuerung zu besprechen. Der Anteil des Hausbrands usw. am Kohlenverbrauch ist erstaunlich hoch, nämlich reichlich mehr als ¼ des gesamten Verbrauches an Steinkohle und Braunkohle.

Die häusliche Feuerung gliedert sich in Einzelfeuerungen (Zimmeröfen und Küchenherde) und Sammelheizungen (Zentralheizungen). Am Ende der Entwicklung stehen die Fernheizwerke, die indessen wirkliche Dampfkesselbetriebe sind (Abdampfverwertung) und deshalb an dieser Stelle ausscheiden.

Die Forderung nach sparsamem Wirtschaften gilt erst recht für Einzelofen, ist aber hier besonders schwer durchzusetzen, trotzdem an populärer Belehrung in Deutschland das Beste geleistet wird. Das Gebot der sparsamen Wärmewirtschaft im Hause wird deshalb am besten indirekt formuliert. Für den Hausbrand ist derjenige Brennstoff der beste, mit welchem der Verbraucher beim Heizen die geringste Arbeit hat und die wenigsten Fehler machen kann. Dieses Gebot wird erfüllt, wenn der Brennstoff, für welchen sich der Verbraucher entschieden hat, in seiner Art und in seiner Stückelung gleichmäßig ist und bleibt.

Nur für die Dauerbrandöfen (sogenannte Amerikaner) ist die Auswahl des Brennstoffs beschränkt auf Kohlen von geringer Brenngeschwindigkeit, das sind Anthrazitnüsse oder anthrazitische Eiform-

briketts oder Koks. Für alle anderen eisernen Öfen und ebenso für die Kachelöfen kann die Brenngeschwindigkeit beliebig groß sein, muß sich aber auch bis zu einem gewissen Grade drosseln lassen, denn die Wärmeentwicklung bei der Zimmerheizung soll nicht zu schnell, sondern stetig erfolgen. Diese Regulierfähigkeit der häuslichen Feuerung und ebenso ein leichtes Anzünden (Feueranmachen) ist am besten zu erreichen mit der Steinkohlenstückelung Nuß (Erbs) und mit Braunkohlenbriketts.

Wenn man von den rein ländlichen Gegenden absieht, wo neben Torf immer noch zu viel Holz verfeuert wird, so hat an dem hauslichen Brennstoffbedarf Deutschlands das Braunkohlenbrikett den stärksten Anteil; das gleiche gilt auch für kleingewerbliche Feuerungen wie Bäckereien usw. Rechnet man dagegen alles zusammen, Einzelöfen *und* Sammelheizungen und kleingewerbliche Feuerungen, so verteilt sich der Verbrauch schätzungsweise wie folgt:

Braunkohlenbriketts	etwa	38 %
Steinkohle und Steinkohlenbriketts	,,	32 %
Koks	,,	13,5 %
Torf und Holz	,,	13,0 %.

Von der deutschen Produktion an Braunkohlenbriketts werden $^2/_3$ für häusliche und kleingewerbliche Feuerungen verbraucht.

Steinkohlenkoks (Brechkoks und Perlkoks) laßt sich in Einzelofen wirtschaftlich verfeuern. Diese Verfeuerung erfordert aber besonderes Verstandnis, und da solches fur gewohnlich nicht vorausgesetzt werden kann, so ist der Gebrauch von Koks, auch in Dauerbrandofen selten. In den Absatzgebieten der mitteldeutschen Braunkohle ist auch die Verfeuerung von Grudekoks (in besonderen Grudeofen), der leichter verbrennlich ist als der Steinkohlenkoks, verbreitet. Die Bedeutung des Steinkohlenkoks fur die hauslichen Feuerungen liegt in Deutschland in den Sammelheizungen.

Diese sind als Warmwasserheizungen oder Niederdruck-Dampfheizungen ausgebildet, sie sollen gleichmaßige Warmeleistungen hergeben und moglichst wenig Bedienung erfordern. Mehr als von irgendeiner anderen Feuerung wird von ihnen ein Beharrungszustand verlangt.

Der koksgefeuerte Zentralheizungskessel erfullt diese Anforderungen, weil zwischen einer Koksfeuerung und einem Koksgenerator nur der eine Unterschied besteht, daß das entwickelte Gas (Kohlenoxyd) unmittelbar verbrannt wird. Vergasung und Verbrennung halten sich das Gleichgewicht und deshalb kann der koksbefeuerte Zentralheizungskessel mit nur wenig Bedienung sich selbst uberlassen bleiben.

Die Verfeuerung des Braunkohlenbriketts im Zentralheizungskessel hat gleichfalls Ähnlichkeit mit dem Braunkohlenbrikettgenerator.

Die Entscheidung, ob eine Zentralheizung mit Koks, Anthrazit oder mit Braunkohlenbriketts zu befeuern ist, kann von den gleichen Überlegungen ausgehen, wie sie weiter oben beim Generatorbetrieb beschrieben wurden.

D. Verkokung und chemische Verwertung der Kohle

I. *Steinkohlenkoks*

Die Steinkohlen sind gleich wertvoll als Brennstoff wie als chemischer Rohstoff. Unter diesem Gesichtspunkt mag die thermische Zersetzung der Steinkohlenverkokung — in ihrer heutigen Form — als ein grobes, gewaltsames Verfahren erscheinen. Dessen ungeachtet ist die Kokerei schon rein wirtschaftlich die stärkste Grundlage für den gegenwärtigen Stand und die weitere Entwicklung der chemischen Kohlenverwertung. Allein schon die große Bedeutung des Eisens schließt folgerichtig eine ebenso große Bedeutung des Kokses in sich ein.

In dieser Verarbeitung der deutschen Steinkohle stehen mengenmäßig an erster Stelle die Zechenkokereien des Rheinisch-Westfalischen (Ruhr) Steinkohlenreviers. In der wirtschaftlichen Bedeutung am nachsten kommen ihnen die Zechenkokereien im Aachener und im niederschlesischen Steinkohlenrevier. In Oberschlesien und Sachsen ist dagegen im Verhältnis zur Gesamtförderung die Kokserzeugung von geringerem Umfange.

Die Bedeutung der deutschen Zechenkokerei läßt sich umschreiben durch:

a. das quantitative Ausmaß des Kohlenverbrauchs und der Kokserzeugung,
b. die qualitativ höchststehende Eignung der Kokskohlen und die entsprechende Beschaffenheit des Zechenkokses,
c. die Verbindung der Kokerei mit vollkommener Gewinnung und Verwertung der sogen. „Nebenprodukte" oder Kohlenwertstoffe,
d. den engen Zusammenhang mit der deutschen Eisen- und Metallindustrie,
e. den Export von Koks und Kohlenwertstoffen

Fur 1928 ergeben sich, wenn man ein durchschnittliches Koksausbringen von 78 % zugrunde legt, folgende Zahlen:

Steinkohlenrevier	Zechenkoks in Millionen Tonnen	das ist in % der Gesamtförderung	Gesamtförderung in Millionen t
Rheinland-Westfalen (Ruhr) . . .	28,58	32,0	111,6
Aachener Revier	1,20	28,0	5,5
Niederschlesien	0,97	21,8	5,7
Verschiedene Reviere . . .	0,15	13,6	1,1
Sachsen	0,23	7,5	4,0
Oberschlesien	1,13	9,3	19,7
Insgesamt	32,56		

Die Koksproduktion Deutschlands wird mengenmaßig nur ubertroffen von derjenigen der Vereinigten Staaten von Amerika (47,7 Millionen Tonnen). Die nachst großere Produktion — England — ist fur 1928 auf rund 12 Millionen Tonnen zu schatzen. Die gesamte Weltproduktion an Steinkohlenkoks — aber im weitesten Sinn dieses Wortes

— betrug im Berichtsjahr 116 Millionen Tonnen, so daß also die Zechenkoksproduktion Deutschlands nahezu $^1/_3$ der Weltproduktion ausmacht.

Als Ausgangsmaterial dienen in erster Linie die kurzflammigen Fettkohlen, deren Verkokungseigenschaften vorteilhaft ergänzt werden durch Zusatz von Eßkohlen. Die Fettkohle Rheinland-Westfalens überragt ihrer Art nach die Kokskohlen aller Länder, d. h., sie gibt die größte Ausbeute an Koks bei bester Beschaffenheit. Diejenigen deutschen Steinkohlenreviere, welche keine spezifische Kokskohle besitzen, haben besondere Verfahren ausgebildet, um auch aus anderen Steinkohlen guten Zechenkoks herzustellen. Solche Verfahren sind:

a. Das Stampfverfahren, welches in Verbindung mit sorgfältiger Planierung eine wirksame Verdichtung der Kohlenmasse und damit einen inneren Widerstand gegen das Treiben ergibt.

b. Der Zusatz von Eß- und von Magerkohle, wodurch das Treiben vermindert, die Kohlenmassen chemisch „versteift" und die Kohlenstoffdichte im Koks erhöht wird.

Der Kohlenstoffgehalt (Kohlenstoffdichte der Steinkohle) begründet die Verkokungseigenschaft zunächst nur quantitativ. Qualitativ ist das Wichtigste, daß der sich bildende Koks ein dichtes und festes Gefüge entwickelt und behält, ohne in dieser Entwickelung durch unruhiges Treiben der Kohlensubstanz gestört zu werden.

Das Treiben (Blähen) und das Backen sind in Hinsicht auf die Beschaffenheit des Kokses zwei entgegengesetzte Eigenschaften der Kohle. Vollendete Aufklärung über diese beiden wichtigen Eigenschaften haben die Forschungsarbeiten von Prof. *Fischer* (Kohlenforschungsinstitut Mülheim-Ruhr) gebracht. Fischer hat gefunden, daß die Steinkohlen zwei Arten von Bitumen enthalten: Festes Bitumen, welches sich schon bei niedriger Temperatur zersetzt und das Treiben der Kohle verursacht, und Ölbitumen, welches gegen Erwärmung weit beständiger ist und das Backvermögen der Kohle begründet. Demzufolge hat z. B. die westfälische Kokskohle ein besonders günstiges Mengenverhältnis zwischen Öl- und Festbitumen.

Guter Zechenkoks sieht metallisch silbergrau aus, ist äußerst wenig zerreiblich und sehr sturzfest. Die Druckfestigkeit, soweit sich dieser Begriff überhaupt auf den Koks anwenden läßt, beträgt mindestens 200 kg/cm². In seiner Struktur ist der Zechenkoks gleichmäßig kleinporig; das gesamte Porenvolumen übersteigt nicht 45%. Das „scheinbare" spezifische Gewicht beträgt 0,9—0,95, das „wahre" spezifische Gewicht 1,8—2,0. Der Aschegehalt, der durch Auswahl und Aufbereitung der Kokskohle im voraus sorgfältig berechnet wird, ist 8—9%, der Schwefelgehalt 0,8—1%. Ein ausgewählter Zechenkoks mit niedrigstem Asche- und Schwefelgehalt ist der Gießereikoks, der besonders im westfälischen, Aachener und niederschlesischen Revier hergestellt wird.

Neben der Gewinnung ihres Hauptproduktes haben die deutschen Zechenkokereien als erste die vollständige Gewinnung der sogenannten

Nebenprodukte (richtiger Kohlenwertstoffe) durchgeführt. und immer mehr vervollkommnet. Beispielsweise wurden allein im Ruhrrevier im Jahre 1928 gewonnen:

Kohlenstickstoff in Form von schwefelsaurem Ammoniak	363 000 Tonnen.
Steinkohlenteer	698 000 „ ,
aus dem Kokereigas ausgewaschenes und sodann gereinigtes Benzol	200 000 „ ,
gereinigtes Kokereigas .... rund	9 Milliarden m³.

Die deutschen Zechenkokereien verbrauchen von den großen Mengen Koksofengas 40—50 % im eigenen Betrieb für die Beheizung der Koksöfen. Das Gas wurde aber auch schon frühzeitig an benachbarte Gemeinden und industrielle Werke als Heiz- und Leuchtgas abgegeben. Diese Verwertung des Gases wird neuerdings — ohne Rücksicht auf die Entfernung — intensiv betrieben und systematisch organisiert in der Ferngasversorgung. Zur Zeit sind es, je nach der Lage der Zechenkokereien, 10—28 % Koksofengas, das auf solche Weise verwertet wird. Die restlose Verwertung des Kokereigases ist eine der dringendsten Aufgaben, sie dürfte aber schon in naher Zukunft durch die Ferngasversorgung gelöst sein. Es sei hierbei auf die Tätigkeit der Ruhrgas A.-G. hingewiesen.

Mit der Verwertung des Gases steht auch der jüngste Fabrikationszweig des deutschen Steinkohlenbergbaues in Verbindung, das ist die Stickstoffgewinnung aus dem Kokereigas. Zur Zeit sind im Betrieb oder nahezu vollendet im Ruhrgebiet 6 große Stickstoffabriken, in Niederschlesien 1, welche nach verschiedenen Verfahren Ammoniak und stickstoffhaltige Düngemittel herstellen. Die Produktion kann gegenwärtig, im Jahre 1930, auf 160 000 t Stickstoff pro Jahr geschätzt werden. Die direkte Gewinnung von Ammoniak durch Auswaschen aus dem Gas (vgl. weiter oben schwefelsaures Ammoniak) wird daneben wohl bestehen bleiben, aber an Bedeutung verlieren.

Das aus dem Gas ausgewaschene Benzol zusätzlich derjenigen Menge, die bei der Destillation des Teers als Vorlauf gewonnen wird, ist für Deutschland ebenso wichtig als einheimischer und vorzüglich geeigneter (klopffester) Motorenbetriebsstoff wie auch für die chemische Industrie.

Die Bedeutung der Produkte, die bei der Verarbeitung (Destillation) des Steinkohlenteers erhalten werden, darf als bekannt vorausgesetzt werden. Der Steinkohlenbergbau hat aber auch einen bedeutenden Eigenverbrauch an Teer durch die Brikettfabrikation, welche einen großen Teil des Steinkohlenteerpechs (Destillationsrückstand) als Bindemittel benötigt.

Was den Verbrauch an Zechenkoks betrifft, so steht die eisenschaffende und -verarbeitende Industrie mengenmäßig und nach den Qualitätsforderungen an erster Stelle. Im Jahre 1928 verbrauchten z. B. von der Produktion an westfälischem Zechenkoks:

die Hochofenwerke	17,7 Mill. t	=	61,9 %
Eisen- und Metallgießereien und andere metallurgische Prozesse	2,33 „	=	8,135 %
Koksfeuerungen (überwiegend Sammelheizungen) und andere Verwendungszwecke	8,57 „	=	29,965 %
	28,6 Mill. t	=	100,—%.

Den Steinkohlenkokereien in Deutschland sind noch die eigentlichen (meist kommunalen) Leuchtgasfabriken zuzuzählen. Die Leuchtgasfabriken unterscheiden sich — in der Auswahl der Kohlen, in der Betriebsweise, im Koks (Gaskoks) und Gas — nur graduell von den Zechenkokereien. Bei den größten Werken dieser Art vollzieht sich eine weitgehende Annäherung an die Betriebsweise der Zechenkokereien.

Im allgemeinen sind die Gaswerke in der Auswahl und teilweise auch in der Sortierung der Kohle viel weniger beschränkt als die Zechenkokereien. Sie konnen alle Arten von fetten Kohlen bis zu den jüngsten Gasflammkohlen verwenden, da sie im allgemeinen mehr als die Zechenkokereien in hohem Maße Wert auf hohe Gasausbeute legen. An der Belieferung der Gaswerke sind deshalb alle deutschen Kohlenreviere beteiligt. Diese Beteiligung ist insbesondere von Bedeutung fur die Wiedereingliederung des Saarreviers in die deutsche Kohlenwirtschaft.

Der gesamte Kohlenbedarf der deutschen Gaswerke betragt rund 5 % der gesamten Steinkohlenforderung Deutschlands.

II Braunkohlenkoks

Die Verkokung von Braunkohle bei niedriger Temperatur (Schwelerei) wird im mitteldeutschen Braunkohlenrevier seit mehr als 60 Jahren nach dem Verfahren von *Rolle* ausgefuhrt Zweck des Verfahrens ist die Gewinnung von hochparaffinhaltigem Teer. Bei der Verarbeitung des Braunkohlenteers werden neben dem Hauptprodukt Paraffin auch paraffinhaltige Heiz- und Treiböle sowie geringe Mengen Leichtole (Braunkohlen-Solarol und Braunkohlenbenzin) gewonnen. Der bei der Verschwelung anfallende Koks wird als Grude bezeichnet

Die Schwelerei benutzte ursprunglich als Rohmaterial nur ausgesucht hochbituminose Braunkohlen. Nachdem man jedoch die Bedeutung der Schwelerei (Tieftemperaturverkokung) fur die chemische Kohlenverwertung erkannt hat, und nachdem auch der Grudekoks ganz anders als fruher bewertet wird, betrachtet man in Deutschland die Braunkohlenschwelerei als eine wichtige Grundlage fur die Braunkohlenverwertung im allgemeinen.

Die Losung der Aufgabe im ganzen, wie sie in Deutschland gedacht und teilweise auch schon durchgefuhrt wird, umfaßt gleichzeitig chemische und warmewirtschaftliche Gesichtspunkte. Der Grudekoks hat eine verhältnismaßig hohe Brenngeschwindigkeit und laßt sich deshalb sowohl auf besonderen festen oder mechanischen Rosten (z. B. *Geißen*-Schirmventilrost) wie auch in Staubform sehr gut verfeuern.

Die häusliche Verfeuerung des Grudekokses in besonderen Grudeöfen ist in Deutschland seit langem verbreitet.

Das Schwelgas aus Braunkohle enthält in seinen brennbaren Anteilen vornehmlich Kohlenwasserstoffe neben wenig Wasserstoff und Kohlenoxyd. Der Zusammensetzung der Braunkohle entsprechend enthält es aber immer auch spezifische Mengen von Kohlensäure und Schwefelwasserstoff. Die Verwendung dieses Gases als Leuchtgas ist also möglich, erfordert aber eine besondere Gasreinigung. Diese Aufgabe kann — auch wirtschaftlich — als nahezu gelöst angesehen werden.

Unter diesen chemischen und wärmewirtschaftlichen Gesichtspunkten kann die Braunkohlenverkokung in Zukunft umfassen:

1. Kupplung von Schwelwerk und Kraftwerk mit Grudekoksverfeuerung,

2. Verbindung von Schwelwerk und Gasfernversorgung.

Vielversprechende Anfänge zu beiden sind bereits vorhanden.

Die Menge von Rohbraunkohle, welche gegenwärtig in Deutschland verschwelt wird, beträgt schätzungsweise:

rund 2 Millionen Tonnen = 1,2 % der Gesamtförderung.

Die Grudekokserzeugung der alten Schwelereien beträgt etwa 400000 t pro Jahr, die heutige Gesamterzeugung 600 000 t. Die Erzeugung an Braunkohlen-Teerprodukten ist auf 200 000 t pro Jahr zu schätzen.

E. Rückblick und Ausblick

Der deutsche Kohlenbergbau in seiner Gesamtheit stimmt mit der Weltkraftkonferenz darin überein, daß die weitere Entwicklung der Kohlenwirtschaft nach einer immer intensiveren Auswertung der Kohlen als chemischer Rohstoff hinstrebt. Für Deutschland ergibt sich daraus die Aufgabe, die Energieerzeugung aus Kohlen in immer engere Verbindung mit der chemischen Verwertung zu bringen. Bei dem Umfang der deutschen Energieerzeugung kann sich diese Entwicklung nur stetig vollziehen. Sie muß frei bleiben von Erschütterungen und Rückschlägen und daraus erklärt es sich, daß die deutsche Energiewirtschaft der chemischen Kohleverwertung viel langsamer folgt, als es die Arbeiten auf diesem Gebiete eigentlich erwarten lassen.

Trotzdem sind die Anfänge dazu zweifellos vorhanden. Die Fernversorgung großer Gebiete mit Elektrizität und Gas bedeutet heute schon eine Verwertung der Kohlen an der Stelle ihres Vorkommens. Die Form, in welcher die Kohle solchermaßen in Energie umgesetzt wird, läßt alle Möglichkeiten offen, denn man kann die Kohle vor ihrer Verfeuerung in weitgehendem Maße chemisch verarbeiten, oder aber auch künstliche höherwertige Brennstoffe für die Versorgung entfernterer Gebiete abzweigen. Steinkohle und Braunkohle werden dabei schon deshalb verschiedene Wege gehen, weil das Koksproblem für beide eine ganz verschiedene Bedeutung hat. Die geographische Verteilung von Steinkohle und Braunkohle in Deutschland ist aber derartig günstig, daß für jede der beiden Kohlenarten genügend Spielraum zur eigenen Entwicklung vorhanden ist.

Résumé

Les gisements du charbon en Allemagne sont caractérisés plus par la qualité que par la quantité. L'Allemagne possède toutes les espèces de houille en types excellents, et en outre elle profite d'une manière parfaite de ses vastes réserves de lignite.

L'utilisation dépend de l'espèce du charbon et est très variable.

L'exploitation chimique, dont l'importance est de premier ordre pour cette Conférence, a son origine en Allemagne par la cokéfaction des houilles et par la distillation à basse température des lignites, et ces deux procédés se perfectionnent toujours. Malgré cela, la plus grande quantité des charbons est utilisée dans les foyers, et ainsi se pose en Allemagne le problème actuel de l'étude, par tous les moyens scientifiques, de cette utilisation. On a réussi au point de pouvoir brûler toutes les espèces et grandeurs de houille, de coke et de lignite. C'est pour cela, qu'il est possible, de réserver pour l'exportation la quantité de charbons de qualité supérieure et de produits artificiels.

La classification de Schondorff n'est pas encore surpassée pour l'espèce et l'utilisation des charbons. A part l'espèce, la calibration est encore importante; elle est soignée spécialement en Allemagne, et comprend la fabrication des briquettes, qui est effectuée en plus grande mesure en matières de houille et de lignite.

La combustion des charbons a l'air d'être très variable et compliquée; néanmoins il y a des axiomes, dont le plus précieux est la vitesse de combustion. Cette vitesse varie d'après l'espèce, pour une même espèce, elle dépend le plus de la surface effective et c'est là l'objet de la calibration. Tous les moyens, qui sont employés dans la combustion, ont des relations avec le réglage de la vitesse.

La consommation de charbon est la plus grande dans les nombreux foyers des chaudières à vapeur, mais ils sont très différents quant à la grandeur et à l'utilisation. L'utilisation des charbons est encore plus précise dans les foyers spéciaux de l'industrie et enfin dans les générateurs de gaz. Il reste à ajouter, que les foyers domestiques sont de grande importance déjà par leur consommation considérable.

L'exploitation chimique des charbons se base sur les cokeries, qui ont le but de produire toutes les matières secondaires comme l'ammoniaque, le benzol et le goudron de houille. A cet effet, on ne cesse pas de perfectionner la cokerie. Les derniers progrès sont représentés par la production synthétique de l'ammoniaque et par l'organisation systématique de la distribution du gaz. Également on essaie d'étendre la distillation à basse température des lignites réalisant déjà depuis longtemps une industrie spéciale — par la combinaison avec des usines d'électricité ou avec la fabrication de gaz.

Le développement total en Allemagne tend à perfectionner l'exploitation chimique de toutes les sortes de charbon, mais dans les limites qui sont données par la considération de l'économie d'énergie et de chaleur.

Argentinien

Argentinien und sein Besitz an flüssigen und gasförmigen Brennstoffen

Argentinisches Nationalkomitee

Dipl.-Ing. H. Platz

Die Republik Argentinien ist bezüglich ihrer Versorgung mit Brennstoffen, welche sie zur Deckung ihres rasch steigenden industriellen und häuslichen Bedarfs nötig hat, heute noch zum größten Teil auf den Bezug derselben aus dem Auslande angewiesen, weil ihre Inlandsproduktion an Brennstoffen aller Art, in ihrem heutigen Entwicklungszustande nur einen mäßigen Teil, etwa ein Viertel des Gesamtbedarfs zu liefern vermag.

Von festen Brennstoffen — Kohlen und Holz — ist Kohle in Lagerstätten, welche einen technisch-wirtschaftlichen Abbau ermöglichen bzw. sichern, bisher nicht nachgewiesen, und es bestehen auch nicht große Wahrscheinlichkeiten für die Auffindung solcher Lagerstätten in bislang nicht durchforschten Landesteilen. Dagegen ist Holz in den nördlichen, westlichen und südlichen Landesteilen, besonders in den subtropischen Urwäldern, in reicher Menge vorhanden. Aber die sehr spärliche Bevölkerung und geringe Industrie dieser holzreichen Regionen und ihre sehr großen Entfernungen und entsprechenden Transportkosten zu den stärker bevölkerten und industrialisierten und deshalb größere Brennstoffmengen konsumierenden Landesteilen sowie schließlich die Konkurrenz der billigen ausländischen Steinkohle an den Hauptkonsumplätzen, werden für lange Zeit eine wesentlich erhöhte Ausnutzung der Holzbestände zu Zwecken der Brennstoffversorgung verhindern. Immerhin wird heute, selbst in den Hafenstädten, ein erheblicher Teil der häuslichen Feuerung durch Holz, speziell Quebracho und Holzkohle, gedeckt. Es ist jedoch vorauszusehen, daß diese Feuerungsart, welche in den alteingewurzelten häuslichen Gewohnheiten der Bevölkerung und in den Haus-Feuerunganlagen wurzelt, in rasch steigendem Maße durch die billigere Kohle- und Gasfeuerung mehr und mehr verdrängt werden wird.

Es wäre noch Torf zu erwähnen, welcher in ausgedehnten Lagern von guter Qualität und in günstiger, küstennaher Transportlage in den südlichen Territorien, speziell im Feuerland vorkommt, und dessen Abbau und Auswertung nach modernen Methoden bedeutende wirtschaftliche Entwicklungsmöglichkeiten bietet, besonders deswegen, weil die Lager, direkt an der Küste gelegen, vorzügliche Verhältnisse für

billigen Transport der Produkte der Torfaufbereitung nach den Zentren des Konsums bieten.

Gegenüber dem Mangel an Kohle erscheinen die Lagerstätten von Erdöl, Erdgas und sonstigen bituminösen Mineralien in Argentinien weit verbreitet und reichhaltig, und auf der Erkenntnis dieser naturgegebenen Sachlage basiert das lebhafte Bestreben der argentinischen Wirtschaftspolitiker, für die Versorgung des Gesamtbedarfs des Landes mit eigenem Brennmaterial zunächst diese Lagerstätten heranzuziehen, um durch möglichst rasch gesteigerte Aufschließung und Ausbeutung derselben das Land in möglichst naher Zukunft bezüglich seiner Brennstoffversorgung vom Auslande gänzlich unabhangig zu machen.

Die Gesamteinfuhr an Steinkohle betrug im Jahre 1928 = 3121969 t zum Werte von 34 966 053 Goldpesos[1]), gleich durchschnittlich 25,42 Papierpesos[1]) pro Tonne fob Hafenstadt und 40 626 t Koks zum Werte von 520 014 Goldpesos gleich durchschnittlich 29,05 Papierpesos pro Tonne fob Hafenstadt.

Außer diesen Brennstoffen verbrauchte das Land im Jahre 1928 folgende Mengen an Erdölbrennstoffen einheimischer und auslandischer Herkunft:

	Inlandproduktion:	*Einfuhr:*
Heizöl u. Gasöl	1 378 096 t	806 741 t
Benzin	163 727 000 l = 121 000 t	398 789 000 l = 295 000 t
Leuchtol	80 759 000 l = 64 500 t	60 970 000 l = 48 500 t

Insgesamt:

Heizol und Gasol		2 184 837 t
Benzin .	562 516 000 l =	416 000 t
Leuchtol . . .	141 729 000 l	113 000 t
Insgesamt		2 713 837 t

Die zur Deckung des Gesamtbrennstoffverbrauches des Landes erforderliche Erdolmenge wurde sich demnach fur das Jahr 1928 etwa wie folgt berechnen:

1. Es wurden insgesamt 3 162 595 t Steinkohle und Koks eingefuhrt, von welchen man annehmen kann, daß rund 3 100 000 t durch Heizol ersetzt werden konnen. Rechnet man den durchschnittlichen Heizwert der Kohle mit 7000 Kalorien und des Heizols mit 11 000 Kalorien, so ergibt sich eine Menge von 1 973 000 oder rund 2 000 000 t Heizol, zu deren Erzeugung, gesetzt ein Ausbringen von 55 % Heizol, die Produktion und Verarbeitung von 3 636 363 oder rund . . . . . 3 600 000 t Rohol erforderlich sein wurden

2. Fur Ersatz der eingefuhrten 806 741 t Heiz- und Gasols, dasselbe Ausbringen von 55 % vorausgesetzt . . . . . *1 460 000 t*

Insgesamt aufzubringende Rohölmenge . . . . 5 060 000 t

Gegenuber der Inlandsproduktion an Rohol . . . . . . 1 310 000 t
im Jahre 1928, ergibt sich eine aufzubringende Mehrproduktion von rund . . . . 3 750 000 t

[1] 1 Goldpeso = 1,05 RM, 1 Papierpeso = 1,78 RM.

Bei Aufarbeitung der oben verrechneten, zur Deckung des Gesamtverbrauchs an Brennstoff nötigen Rohölmenge von 5 060 000 t oder rund 5 500 000 m³ würden, bei Voraussetzung eines Ausbringens von 25% Benzin und 6% Leuchtöl, insgesamt 1 375 000 000 l Benzin und 330 000 000 l Leuchtöl produziert werden, also rund 812 000 000 l Benzin und 188 000 000 l Leuchtöl mehr, als der Konsum des Jahres 1928 betrug.

Es erscheint hiermit auf den ersten Blick, als wenn die Steigerung der Erdölgewinnung auf eine Menge, welche die Deckung des Brennstoffbedarfs des Landes durch das aus der Erdolverarbeitung zu gewinnende Heizöl sichert, eine starke Überproduktion besonders an Benzin und Leuchtöl zur Folge haben würde. Bei näherer Betrachtung der Sachlage ergibt sich jedoch, daß dies nicht der Fall sein wird.

Um die Erdölproduktion, welche wie oben erwähnt im Jahre 1928 rund 1 310 000 t betrug, auf die für dasselbe Jahr berechnete Gesamtbedarfsmenge von rund 5 000 000 t zu steigern, werden einige, mindestens 3 bis 4 Jahre intensiver Schürf- und Abbautätigkeit erforderlich sein. Während dieser Jahre werden sich die Verbrauchsanforderungen an Brennstoffen erheblich, und zwar in sehr verschiedenen Verhältnissen bei den verschiedenen Brennstoffen verändern.

Wenn wir als Ausgangspunkt für eine Kalkulation der Heizölanforderungen für die nächsten Jahre den Kohlenverbrauch der vergangenen Jahre nehmen, so ergibt sich folgendes Bild:

Der Verbrauch an Kohle, als dessen Ersatz das zu gewinnende Heizöl gedacht ist, stieg von 2 808 000 t im Jahre 1926 auf 3 489 000 t im Jahre 1927, also um rund 24%; um dann im Jahre 1928 auf 3 162 000 t, also um rund 10% zu fallen.

Bei der relativ langsam fortschreitenden Entwicklung einheimischer Industrien mit größerem Brennstoffbedarf dürfte auch, für die nächsten drei bis vier Jahre wenigstens, kaum mit einer erheblichen Vergrößerung des Bedarfs an Kohle bzw. des für deren Ersatz beizustellenden Heizöles zu rechnen sein derart, daß die oben für die Befriedigung des Bedarfs 1928 errechnete Heizölmenge von 2 806 000 t auch für die Deckung des Bedarfs etwa des Jahres 1933 ausreichen dürfte.

Demgegenüber stieg der Verbrauch an Benzin sehr stark, und zwar von 427 000 000 l im Jahre 1926 auf 492 000 000 l, also um rund 15% im Jahre 1927 und dann auf 562 000 000 l, also um 13% im Jahre 1928, während der Konsum des laufenden Jahres mindestens 850 000 000 l, also eine Vermehrung um 52% erreichen wird.

Die Vermehrung des Kraftfahrzeugbetriebes wird in Argentinien stark begünstigt durch die großen Entfernungen, welche einen großen Teil der Ortschaften und Ansiedlungen von dem noch wenig ausgebauten Eisenbahnnetze trennen, und aus diesem Grunde kann als gewiß angenommen werden, daß auch für die nächsten Jahre ein rasches Ansteigen des Benzinverbrauchs andauern wird. Angenommen eine jährliche Vermehrung um durchschnittlich 15%, würde der Verbrauch bis zu dem oben erwähnten Jahre 1933 den Betrag von 1 483 000 000 l erreichen,

wonach also die aus der Verarbeitung von 5 500 000 m³ Rohöl im genannten Jahre oben berechnete Benzinausbeute von 1 375 000 000 l schon nicht mehr zur Deckung des Bedarfs ausreichen würde. Es wird jedoch, wie später gezeigt wird, dieser Fehlbetrag zum Teil durch das aus Erdgas zu gewinnende Gasolin und der Rest durch Steigerung der mit nur 25 % des Rohöls angesetzten Benzinausbeute — vermehrtes Kracken — leicht gedeckt werden können.

Erdölvorkommen

Längs der ganzen Ausdehnung der Kordillerenkette, vom Feuerland bis hinauf nach Bolivien, sind an den östlichen Abhängen derselben fast überall Ausbisse von Erdöl, Erdgas und sonstigen bituminösen Mineralien zu finden. Auf der nebenstehenden Übersichtskarte sind die wichtigsten der bisher bekannten Ausbisse eingezeichnet. Es finden sich diese Ausbisse in allen geologischen Formationen, welche die Vorkordilleren aufbauen, vom Rhät bis zur oberen Kreide und Alt-Tertiär. Die in diesen Formationen durch die Aufrichtung der Kordilleren an die Oberfläche gehobenen und sichtbar gemachten Lagerstätten erstrecken sich aber auch in denselben Formationen weit nach Osten im Untergrund der riesig ausgedehnten Hochflächen — Pampas genannt —, welche sich von der Kordillere bis zum Atlantischen Ozean erstrecken. An verschiedenen Stellen sind diese Lagerstätten im Untergrunde der Pampas erkannt und aufgeschlossen, dort, wo tektonische, meist vulkanische Bewegungen die erdölführenden Schichten an oder in die Nähe der Oberfläche brachten.

Bisher sind in vier verschiedenen Gebieten auf Grund methodisch-wissenschaftlich geleiteter Schürfarbeiten in größerem Umfange die vier auf der Karte bezeichneten, in Abbau stehenden Erdölfelder in Betrieb genommen worden:

Comodoro Rivadavia — im Territorium Chubut,
Plaza Huincul — im Territorium Neuquen,
Sosneado — in der Provinz Mendoza und
Vespucio und Aguas Blancas in der Provinz Salta.

Weitaus am weitesten entwickelt ist der Erdölbergbau im Gebiete von Comodoro Rivadavia im Territorium Chubut. Die dortigen Erdöllagerstätten wurden im Jahre 1907 durch einen Zufall, nämlich in einer Schürfbohrung auf Trinkwasser angefahren.

Bisher wurden in diesem Reviere etwa 1650 Bohrungen zu Schürf- und Abbauzwecken abgeteuft, von welchen ein ganz ungewöhnlich hoher Anteil — 91 % — ökonomisch gewinnbare Erdölausbeute ergab. Von diesen Bohrungen stehen zur Zeit etwa 1200 noch in Förderung, deren jetzige Gesamtausbeute pro Tag etwa 3700 m³ Erdöl und 400 000 m³ Erdgas ergibt, aus welch letzterem rund 60 000 l Gasolin pro Tag gewonnen werden. Das Erdöl von Comodoro Rivadavia hat ein spezifisches Gewicht von durchschnittlich 0,915. Durch einfache Destillation entfallen durchschnittlich etwa: 5 % Benzin, 7 % Leuchtöl, 10 % Gasöl

BOLIVIEN
PARAGUAY
BRASILIEN
URUGUAY
SALTA
CHACO
CORRIENTES
ENTRE RIOS
SANTA FE
PROVINZ
CORDOBA
SAN JUAN
MENDOZA
SAN LUIS
TERRITORIUM
LA PAMPA
ATLANTISCHER
MALVINEN
ERDGASEN
ERDÖLGRUBEN

und 75 % Heizöl, bei 2 % Verlusten. Durch Kracken werden zur Zeit aus dem Heizöl etwa 20 % Benzin abgespalten, welchen Prozentsatz man noch wesentlich erhöhen kann.

Die Erdöllagerstätten liegen in der oberen Kreideformation — Senon — deren durch geologische Aufnahme festgestellte Ausdehnung das auf der Karte schraffierte Gebiet von rund 24 000 km² umfaßt.

Selbstverständlich kann dieses große Gebiet nicht in seiner ganzen Ausdehnung als ökonomisch abbauwürdige Fläche betrachtet werden; als solche kommen nur gewisse Teile in Frage, in welchen die Erdölmengen, durch tektonische und petrographische Verhältnisse begünstigt, sich zu abbauwürdigen Lagerstätten konzentrieren konnten. Die Aufsuchung und Feststellung der Ausdehnung dieser abbauwürdigen Teile wird noch eine große Anzahl, vielleicht hunderte, von methodisch durchgeführten Schurfbohrungen erfordern.

Bisher ist eine Ausdehnung der abbauwürdigen Lagerstätten unter einer Fläche von insgesamt mindestens 12 000 ha mit aller Sicherheit durch Bohrungen nachgewiesen.

Das nächst Comodoro Rivadavia am weitesten aufgeschlossene Erdölgebiet ist das von Plaza Huincul im Territorium Neuquen

Diese Lagerstätte wurde im Jahre 1918 in einer zu diesem Zwecke von der Geologischen Landesanstalt auf Grund eingehender Studien angesetzten Bohrung aufgeschlossen. Die geographisch wenig günstige Lage der Gegend — 660 km von der Küste — beeinträchtigte einen raschen Aufschwung der Schurf- und Abbautätigkeit im Vergleich zu dem direkt an der Küste gelegenen Comodoro Rivadavia Immerhin sind bisher dort insgesamt etwa 205 Bohrungen abgeteuft worden, von welchen heute etwa 128 mit einer Tagesproduktion von insgesamt etwa 600 m³ Erdöl in Ausbeute stehen Außerdem wurden in sehr vielen Bohrungen große Mengen Erdgas aufgeschlossen, welche jedoch abgedrosselt werden mußten, weil für diese, außer für die relativ geringen Mengen, welche der Betrieb der Gruben und einer kleinen Destillerie erfordert, keine Verwendungsmöglichkeit vorliegt.

Das Erdöl von Plaza Huincul hat ein spezifisches Gewicht von 0,870. Bei einfacher Destillation desselben entfallen etwa 15 % Benzin, 12 % Leuchtöl, 7 % Gasöl und 65 % Heizöl, von welch letzterem durch Kracken leicht 20 und mehr Prozent Benzin abgespalten werden können

Die Erdöllagerstätten von Plaza Huincul liegen im oberen Jura — Malm —, die reichsten Gaslager finden sich an der Grenze zwischen Jura und unterer Kreide

Die Ausdehnung der erdölhaltigen Fläche dieses Gebietes ist zur Zeit noch nicht genau festgelegt, dürfte aber nach dem bisherigen Stande der geologischen Aufnahmen mindestens die auf der Karte schraffierte Ausdehnung von rund 18 000 km² haben.

Als ohne Zweifel abbauwürdig ist durch fündige Bohrungen bisher eine Fläche von rund 375 ha Ausdehnung nachgewiesen.

Eine notwendige Grundlage für die raschere Entwicklung des Erdölbergbaues in diesen Gebieten ist der Bau einer Rohrleitung zum Ab-

transport des gewonnenen Öles nach dem 661 km entfernten Hafen von Bahía Blanca, um auf solche Weise die sehr drückenden Transportkosten auf einen Bruchteil ihres heutigen Betrages zu vermindern.

Eben diese Transportfrage hat bisher auch eine Entwicklung der in der Provinz Mendoza nachgewiesenen Erdöllager verhindert.

Auf Grund der Forschungen des bekannten Lemberger Erdolgeologen *Rudolf Zuber* wurde in dieser Provinz bereits im Jahre 1886 mit Erdölschurfbohrungen in der Nähe des Ortes Cacheuta begonnen. Diese Bohrungen, insgesamt einige 30 an Zahl, ergaben teilweise recht gute Ausbeuten, insgesamt etwa 3000 m³; aber, wie gesagt, kam das Unternehmen wegen Mangel an Absatz, verursacht durch die hohen Transportkosten, zur Liquidation.

Auch an anderen Stellen der Provinz Mendoza wurden Schurf- und Abbauarbeiten begonnen, doch scheiterten sie jedesmal an derselben Ursache. So kam auch Mitte 1929 die bei Sosneado betriebene Erdölgrube, welche aus geringen Teufen (200—350 m) recht erhebliche Produktionen, durchschnittlich etwa 15 m³ pro Tag und Bohrloch, eines allerdings sehr schweren asphaltähnlichen Erdöles gefordert hatte, lediglich der Transportfrage wegen — 200 km von der nächsten Bahnstation — zum Erliegen. Die Gesamtausbeute dieser Grube betrug im Jahre 1928 nur 2300 m³. Das dortige Öl ist, wie gesagt, sehr schwer, derart, daß sein Wegpumpen durch Rohrleitung unmöglich ist, es läßt sich aber, wie Laboratoriumsversuche erwiesen haben, durch geeignetes Krackverfahren spalten, wobei neben einer gewissen Menge leichter Komponenten ein Heizöl von relativ geringer Viskosität anfällt, welches durch Rohrleitungen abtransportiert werden kann.

Das vierte in Betrieb stehende Erdölgebiet ist das von Vespucio-Aguas Blancas in der Provinz Salta, hart an der Grenze Boliviens.

In den östlichen Abhängen der Kordillere in den Provinzen Jujuy Salta und in Bolivien finden sich Ausbisse von Petroleum an sehr vielen Stellen und in allen dort zutage tretenden geologischen Formationen vom Devon bis zum Tertiär hinauf. Seit Jahrhunderten schon wurde dort aus natürlichen Aussickerungen flüssiges Erdöl in geringen Mengen zu verschiedenen Zwecken, hauptsächlich als Heil- und Schmiermittel entnommen. Durch die Studien von *Brackebusch* und *Zuber* und in jüngster Zeit vieler nordamerikanischer und argentinischer Geologen sowie in einer Reihe von Schurfbohrungen ist ein weit ausgedehntes Gebiet erschlossen, in welchem reiche Lagerstätten eines ganz besonders wertvollen Erdöls in Schichten des Trias und des Perms vorkommen. Das als erdölhoffig zu bezeichnende Gebiet ist auf der Karte schraffiert, wobei jedoch zu bemerken ist, daß die erdölführenden Formationen fast ohne Zweifel sich unter Bedeckung jüngerer Schichten viel weiter nach Osten und wahrscheinlich auch nach Süden erstrecken dürften. Es sind an Stellen, welche durch ihre tektonische Gestaltung für die Ansammlung abbauwürdiger Mengen Erdöls günstig erschienen, bisher insgesamt 38 Schurfbohrungen ausgeführt worden, und alle diese Schurfbohrungen sind, mit nur zwei Ausnahmen, welche infolge tech-

nischer Schwierigkeiten aufgegeben wurden, auf Erdöl und Erdgas fündig geworden.

Das Erdöl dieser Lagerstätten kann als außergewöhnlich hochwertig bezeichnet werden. Sein spezifisches Gewicht bei 15° C ist gleich 0,790, seine Viskosität bei 50° C gleich 50 Sekunden Saybolt Universal, sein Schwefelgehalt nur 0,05 %. Bei einfacher Destillation entfallen 31 % Benzin, 23 % Leuchtöl, 10 % Gasöl und 35 % Heizöl. Das Heizöl liefert bei seiner Weiterverarbeitung 85 % hochwertige Schmieröle und fast 4 % Paraffin. Wie man sieht, handelt es sich um ein dem besten pennsylvanischen Erdöl gleichwertiges Produkt.

Die Produktion des Gebietes ist noch gering, sie betrug im Jahre 1928 insgesamt 14 717 m³ und dürfte zur Zeit etwa 5000 m³ monatlich betragen. Es muß auch hier erst die Transportfrage gelöst werden, um eine lebhaftere Entwicklung des Abbaues zu ermöglichen. Eine gewisse Menge Rohöl könnte bzw. mußte in einer in der Region selbst an der Eisenbahn gelegenen Destillerie verarbeitet werden, welche mit ihren Produkten die Deckung des Bedarfs der nächstgelegenen Landesteile bis zu den Frachtkonvenienzgrenzen gegen die von Buenos Aires herangeführten Produkte übernehmen würde. Die in dieser Destillerie zu verarbeitenden Rohölmengen berechnen sich auf Grund der heutigen Verbrauchsmengen dieser Landesteile und unter Annahme einer jährlichen Verbrauchsvermehrung von etwa 25 %, für das Jahr 1932 mit rund 1500 m³ täglich.

Eine rein zahlenmäßige Erfassung und Berechnung des Gesamtbesitzes Argentiniens an Erdöl und Erdgas wird, wie aus dem Vorstehenden erhellt, durch den noch wenig fortgeschrittenen Zustand der Aufschließungsarbeiten verhindert. Wir müssen uns in dieser Hinsicht auf die Berechnung des verhältnismäßig geringen Teiles des Gesamtbesitzes beschränken, dessen Vorhandensein und wirtschaftliche Abbauwürdigkeit durch ausgeführte Schürfarbeiten und die Ergebnisse der Gewinnungsarbeiten einwandfrei festgestellt sind.

Eine solche Berechnung der aufgeschlossenen Erdölvorräte ergibt folgendes Bild:

1. Für das Gebiet von Comodoro Rivadavia.

Die Gesamtausdehnung der aufgeschlossenen Fläche beträgt, wie oben bereits angegeben, 12 000 ha.

Die Ergiebigkeit der einzelnen Bohrungen ist durch sorgfältige statistische Aufzeichnung mit aller Genauigkeit festgestellt. Diese Statistik weist als durchschnittliche Totalproduktion einer Bohrung 19 723 m³ Erdöl aus. Die Entfernung der in Abbau stehenden Bohrungen voneinander ist derart, daß die von einer Bohrung exploitierte Fläche durchschnittlich 1,4 ha beträgt, so daß nach den bisherigen Resultaten mit einer Ausbeute von $\frac{19\,723}{1,4} = 14\,088$, also rund 14 000 m³ pro Hektar gerechnet werden kann. Wie jedoch allgemein bekannt ist, werden die Ausbeuten pro Flächeneinheit eines Erdölfeldes mit fort-

schreitender Zeit geringer, besonders infolge der Abnahme des Gasdrucks in der Lagerstätte. Wenn auch in den letzten Jahren Verfahren ausgedacht und mit praktischem Erfolg durchgeführt wurden, diesen Rückgang der Ausbeute zu verhindern, so erscheint es jedoch ratsam, um jeden Optimismus zu vermeiden, die Ergiebigkeit pro Hektar fur die Zukunft niedriger anzusetzen, etwa mit 10 000 m³ an Stelle der bisher erzielten 14 000 m³.

Die Gesamtausbeute der erschlossenen 12 000 ha wurden demnach 12 000 × 10 000 = 120 000 000 m³ betragen.

Bis Ende 1928 wurden insgesamt	7.943 243 m³
Erdöl gefördert, rechnen wir dazu	1 400 000 m³
als wahrscheinliche Förderung für 1929, so ergeben sich	9 343 243 m³

bisherige Gesamtförderung, wonach also ab 1930 noch eine Menge von 120 000 000 — 9 343 243 also rund 110 000 000 m³ als bergmännisch zum Abbau durch Bohrungen vorgerichtet, im Felde von Comodoro Rivadavia, nachgewiesen ist.

2. Für das Gebiet von Plaza Huincul.

Die Gesamtausdehnung der aufgeschlossenen Fläche beträgt, wie oben angegeben, 375 ha.

Die Berechnung der Ergiebigkeit pro Hektar, auf ähnlicher statistischer Grundlage wie oben für das Gebiet von Comodoro Rivadavia angewendet, zeigt für das Gebiet von Plaza Huincul eine wesentlich geringere Förderung auf, namlich nur 5010 m³ pro Hektar, wonach also aus der aufgeschlossenen Fläche von 375 ha eine Gesamtmenge von 5010 × 375 = 1 878 750 m³ gefordert werden könnten.

Die bisher aus dieser Fläche geförderte Menge betragt:

Bis Ende des Jahres 1928.	283 472 m³
Wahrscheinliche Produktion in 1929	310 000 m³
Insgesamt	593 472 m³,

wonach also ab 1930 noch 1 878 750 — 593 472 = 1 285 278 m³ oder rund 1 250 000 m³ Erdol als zur Förderung durch Bohrungen bereitliegend nachgewiesen sind.

3. Für die Erdolvorkommen in der Provinz Mendoza ist eine Berechnung nachweislich existierender Erdölmengen nicht durchfuhrbar, weil die statistische Grundlage für solche Berechnung fehlt. Bisher ist dort kein Abbau von Erdöllagerstätten durch Bohrungen genugend lange Zeit und in einer genügenden Anzahl von Bohrungen betrieben worden, um aus den erzielten Resultaten wirtschaftlich brauchbare statistische Werte herauszuziehen. Es besteht dort nur eine, allerdings der Sicherheit nahekommende Wahrscheinlichkeit für das Vorhandensein großerer abbauwurdiger Erdölmengen; eine Berechnung derselben ist jedoch zurzeit noch unmöglich.

4. Ähnlich verhält es sich mit den Vorkommen in den Provinzen Jujuy und Salta. Auch dort kann noch kein brauchbares statistisches

Material errechnet werden, insbesondere auch deshalb, weil alle bisher dort abgeteuften Bohrungen mehr als Schurfbohrungen denn als Gewinnungsbohrungen betrachtet werden müssen. Aber die bereits oben erwähnte Tatsache, daß alle diese Schurfbohrungen fündig wurden, und viele von ihnen sehr günstige Produktionsziffern zeigen, sowie die ausgeführten geologischen Aufnahmen wichtiger Teile des Gesamtgebietes gestatten mit aller Sicherheit die Behauptung, daß dort ein Erdölgebiet vorliegt, welches ohne jeden Zweifel bei intensiver Schurf- und Abbautätigkeit in relativ kurzer Zeit recht erhebliche Fördermengen des dortigen hochwertigen Erdöles in Rechnung zu setzen berechtigt.

Aus Vorstehendem ergibt sich, daß der direkt greifbare und nachgewiesene Besitz Argentiniens an Erdöl zurzeit rund 110 Millionen m³ im Gebiete von Comodoro Rivadavia, 1¼ Million m³ im Gebiete von Neuquen beträgt. Dazu kommen die rechnerisch nicht nachweisbaren Mengen, welche in den Erdölvorkommen der Provinz Mendoza und in den Provinzen Jujuy und Salta enthalten sind. Wenn wir bezüglich Mendoza der wenig fortgeschrittenen Aufschlußarbeiten wegen auch von einer *Schätzung* der dort lagernden Erdölmengen absehen, so können wir doch ohne jeden Optimismus von den Erdöllagerstätten in der Provinz Salta überzeugt sein, daß dieselben bei intensiver Entwicklung der Schurf- und Abbautätigkeit in ein bis zwei Jahren in der Lage sein werden, die oben erwähnte Tagesproduktion von 1500 m³ zu liefern, welche zur Deckung des Brennstoffbedarfs der umliegenden Landesteile benötigt werden.

Wenn im vorstehenden für das Gebiet von Comodoro Rivadavia eine aus 12 000 ha abbauwürdiger Fläche zu gewinnende Gesamtmenge von 110 Millionen m³ und für Plaza Huincul aus 375 ha Fläche 1¼ Million m³ berechnet wurden, so muß demgegenüber ganz besonders darauf hingewiesen werden, daß diese bis heute als abbauwürdig nachgewiesenen Flächen im Gebiete von Comodoro Rivadavia nur 0,5% und im Gebiete von Plaza Huincul gar nur 0,02% der Gesamtfläche von 2 400 000 bzw. 1 800 000 ha ausmachen, in deren Untergrund die Existenz der erdölführenden Formationen dieser Gebiete mit Sicherheit durch geologische Aufnahme nachgewiesen sind. Es wäre absurd zu behaupten, daß nur in diesem verschwindend kleinen Teile der erdölführenden Formationen Ansammlungen des Erdöls zu abbauwürdigen Lagerstätten stattgefunden hätten, es kann vielmehr mit Bestimmtheit behauptet werden, daß durch weitere Schurfbohrungen zweifellos weitere, evtl. auch reichere Erdölansammlungen aufgeschlossen werden.

Die nachgewiesene Erdölmenge von 110 Millionen m³ im Felde von Comodoro Rivadavia stellt diejenige Erdölmenge dar, welche aus der vorhandenen Lagerstätte durch Bohrungen gewonnen werden kann. Wie bekannt, beträgt diese durch Bohrungen gewinnbare Menge nur einen Teil, maximal ein Drittel der Gesamterdölmenge, welche in den Lagerstätten liegt, während die restlichen Mengen durch Adhäsion und Kohäsion in den Poren der ölführenden Sande oder Sandsteine zurückgehalten werden.

Man ist in den letzten Jahren dazu übergegangen, diese durch Schöpf- oder Pumpbetrieb nicht erfaßbaren Erdölmengen durch direkten bergmännischen Abbau der ölführenden Gesteine zu gewinnen, wobei man, selbst in relativ armen und wenig ausgedehnten Lagerstätten, recht gute wirtschaftliche Ergebnisse erzielen konnte — seit Jahren in Pechelbronn im Elsaß, in Wietze-Schwarmstädt in der Provinz Hannover und jüngst in Jacksboro in Texas.

Auch aus den Lagerstätten von Comodoro Rivadavia können nach ihrer ersten Ausschöpfung durch Bohrungen, durch solchen direkten bergmännischen Abbau die zurückbleibenden enormen Erdölmengen fast restlos gewonnen werden und zwar mit wirtschaftlich erträglichen Gewinnungskosten, weil die allgemeinen bergmännischen Verhältnisse in denselben solchem Abbau nicht ungünstig sind. Durch solchen Abbau würde sich die Gesamtmenge des gewinnbaren Erdöles auf fast das Dreifache, also auf rund 300 Millionen m³ erhöhen.

Aber auch wenn man von allen diesen, eine Vervielfachung der gewinnbaren Erdölmengen in fast sichere Aussicht stellenden Faktoren absieht, so bietet schon die bergmännisch-technisch und rechnerisch mit absoluter Sicherheit zur Verfügung stehende oben berechnete Menge von 110 Millionen m³ im Gebiete von Comodoro Rivadavia eine reichlich solide Grundlage für die Sicherstellung des gesamten Brennstoffverbrauches des Landes für die absehbare Zukunft durch die Ausbeutung dieser Erdöllagerstätte.

Wie eingangs berechnet, würde zurzeit eine Erdölproduktion von 5,5 Millionen m³ jährlich erforderlich sein, um den Gesamtbedarf des Landes an Brennstoffen zu decken. Wie gezeigt wurde, steigt dieser Bedarf betreffend Ersatz für Kohle nicht sehr schnell, hat sich im Jahre 1928 z. B. sogar vermindert. Aber selbst wenn wir eine bald einsetzende Periode lebhafter Entwicklung der inländischen Kohle bzw. Heizöl verbrauchenden Industrien, und damit eine Steigerung des Konsums um durchschnittlich 10% pro Jahr annehmen, so würde der in Betracht gezogene, mit Sicherheit vorhandene Erdölvorrat den in 12 Jahren auf rund 15½ Millionen m³ anschwellenden Erdöljahresbedarf durch mehr als mindestens diese 12 Jahre hindurch mit Sicherheit zu decken vermögen.

Erdgasvorkommen

In jedem der beschriebenen Erdölgebiete finden sich, wie solches ja stets der Fall ist, in und neben den Erdöllagerstätten Erdgasvorkommen, und zwar in ganz besonders großen Mengen in den Gebieten von Comodoro Rivadavia und Plaza Huincul. Es wurden in beiden Gebieten Bohrungen mit Tagesproduktionen von mehr als einer Million m³ und mit einem Überdruck bis zu 70 at erschlossen.

Eine genaue zahlenmäßige Erfassung der gesamten in diesen Gebieten lagernden Erdgasmengen ist unmöglich; jedoch kann die Erkenntnis

der hervorragenden Bedeutung, welche diese Erdgase für die Brennstoffversorgung Argentiniens haben, durch eine in nachstehender Form für das Gebiet von Comodoro Rivadavia aufgestellte Kalkulation vermittelt werden.

Alle bisher im Gebiete von Comodoro Rivadavia abgeteuften Bohrungen sind *ohne Ausnahme* auf Erdgas fündig geworden, wenn auch einzelne nur mit geringen Mengen, so doch die Mehrzahl mit sehr großen Ergiebigkeiten. Die größte in einem dortigen Bohrloch gemessene Erdgasausströmung betrug 1 050 000 m³ pro Tag, bei einem Gasdruck, welcher beim Abdrosseln des Bohrloches sofort auf 52 at stieg. Tagesproduktionen von über einer Million m³ wurden bei einer ganzen Reihe von Bohrungen gemessen und jahrelang aus denselben entnommen.

Der Heizwert dieser Gase beträgt durchschnittlich 10 200 cal pro kg, das Gewicht des Gases ca. 715 g pro m³, wonach sich ein Heizwert von $10\,200 \times 0{,}715 = 7290$, rund 7300 cal pro m³ ergibt.

Das freie Ausströmen von Gas aus allen, auch den in Erdölproduktion stehenden, Bohrlöchern wird verhindert; und zwar in erster Linie zu dem Zwecke, den Gasdruck der Lagerstätte möglichst lange Zeit hindurch möglichst hoch zu halten, und auch deshalb, weil für den größten Teil des frei ausströmenden Gases keine Verwendungsmöglichkeit besteht, dasselbe also unbenutzt in die Luft entweichen würde.

Immerhin gelangt mit dem Erdöl stets eine gewisse Menge Erdgas, welches in demselben unter dem in der Tiefe des Bohrloches herrschenden Druck gelöst, also flüssig war, an der Oberfläche zur Verdampfung, wird dort abgefangen und, nach Extraktion des in demselben enthaltenen Gasolins, zur Beheizung der Betriebe verwendet.

Das Mengenverhältnis zwischen diesem Erdgas und dem Erdöl, gewöhnlich als „Gaskoeffizient“ bezeichnet, ist zur Zeit in den in Abbau stehenden Teilen der fiskalischen Gruben gleich 120, womit gesagt ist, daß auf jeden Kubikmeter des geförderten Erdöles zur Zeit 120 m³ Erdgas entfallen.

Es ist selbstverständlich, daß dieser Gaskoeffizient in den ersten Jahren des Abbaues der Erdöllagerstätte ganz erheblich, um ein Mehrfaches, höher als jetzt gewesen ist; aber wenn wir, um ganz pessimistisch zu kalkulieren, nur den derzeitigen oben angegebenen Gaskoeffizienten von 120 in Rechnung stellen, so erhalten wir für die 110 000 000 m³ Erdöl, welche im Gebiete von Comodoro Rivadavia als durch Bohrungen gewinnbar festgestellt sind, eine Erdgasmenge von 13 200 Millionen m³, deren Heizwert dem von rund 8,7 Millionen t Heizöl entspricht.

Das bisher in Betracht gezogene Erdgas stellt aber nur denjenigen Teil des Gesamtbestandes dar, welcher, wie bemerkt, zusammen mit dem Erdöl in denselben Schichten wie das Erdöl lagert. Weitaus größere Gasmengen lagern jedoch oberhalb der produktiven Erdölschichten durch zwischengelagerte undurchlässige Gebirgsschichten von denselben getrennt und abgeschlossen. In diesen oberen Erdgashorizonten

wurden die erwähnten Tagesproduktionen von bis mehr als 1,6 Millionen m³ in einzelnen Bohrlöchern aufgeschlossen.

Der bedeutendste dieser gasführenden Horizonte liegt nahe am Übergang der oberen Kreide zum Tertiär und besteht aus einer Serie von feinkörnigen, stark glaukonithaltigen Sandsteinen, mit einigen unregelmäßig dazwischen eingelagerten Tonbänken. Die Gesamtmächtigkeit dieser Sandsteine beträgt über 30 m, und das in einer großen Zahl von Probestücken festgestellte Porenvolumen derselben 40 % des Gesamtvolumens des Sandsteins. Demnach ergibt sich ein Porenvolumen pro Kubikmeter von 400 l, und somit, bei Annahme eines durchschnittlichen Gasdruckes von nur 40 at — es wurden stellenweise über 70 at festgestellt — ein Gasinhalt von 40 × 400 = 16 000 l oder 16 m³ beim Druck von einer Atmosphäre. Unter einem Hektar, gleich 10 000 m² Fläche, lagern demnach in diesen, wie gesagt, durchschnittlich über 30 m mächtigen Sandsteinen, 30 × 10 000 × 16 000 = 4 800 Millionen l gleich 4,8 Millionen m³ Erdgas.

Wenn man gegenüber der oben erwähnten Tatsache, daß in dem ganzen 2 400 000 ha umfassenden Gebiete, und zwar bis zu dessen äußersten Grenzen, alle bisher abgeteuften Schurfbohrungen Erdgas angetroffen haben, und gegenüber den Aussichten, welche die geologische Aufnahme der Gegend eröffnet, nur ein Prozent der Gesamtfläche, also nur eine Fläche von 24 000 ha als mit den oben berechneten Mengen gasführend in Rechnung stellt, so ergibt sich bei solcher, ohne Zweifel übertrieben pessimistischen Kalkulation, eine Gesamtmenge von 24 000 × 4 800 000 = 115 200 000 000 rund 115 Milliarden m³ Erdgas, welches, dem Heizwerte nach, einer Menge von rund 76 Millionen t Heizöl gleichwertig ist.

Ganz ähnlichen Gasreichtum zeigt das Gebiet von Plaza Huincul in der bisher aufgeschlossenen Ausdehnung. Auch dort wurden in allen bisher abgeteuften Bohrungen erdgasführende Schichten von verschiedener Ergiebigkeit, aber auch mit Tagesproduktionen von bis zu einer Million m³ und mit mehr als 70 at Druck angetroffen.

Die relativ geringe Ausdehnung des bisher dort durch Bohrungen aufgeschlossenen Gebietes macht eine zahlenmäßige Erfassung der dort lagernden Erdgasmengen zur Zeit noch unmöglich; aber die bisherigen Erfolge und die durch die geologische Aufnahme des Gebietes sich eröffnenden Ausblicke lassen fast keinen Zweifel darüber zu, daß auch dort Erdgasmengen lagern, deren Gewinnung und Verwertung einen wesentlichen Faktor in der Brennstoffversorgung Argentiniens bedeuten werden.

Verwertung der Erdgase

Die Verwertung der großen beim Abbau der Erdöllagerstätten entfallenden Erdgasmengen ist lange Zeit hindurch in wirtschaftlich unangemessener Weise vernachlässigt worden.

Die im allgemeinen von den Brennstoffverbrauchszentren weit entfernt gelegenen Erdölgruben haben die Erdgase nur soweit benutzt, als

sie für dieselben zur Befriedigung des eigenen Brennstoffbedarfs Verwendung hatten, und ließen stellenweise täglich Millionen von Kubikmetern dieses wertvollen Produktes unbenützt in die Luft entweichen.

Erst in letzter Zeit ist man dazu übergegangen, diese Gase durch Gasfernleitungen über große Strecken hinweg denjenigen Orten zuzuführen, wo dieselben in Industrie- und Hausverbrauch Verwendung finden konnen. Es sind in den Vereinigten Staaten von Nordamerika heute bereits solche Fernleitungen bis zu 750 km Lange in Betrieb, und es ist eine ebensolche von über 1200 km Länge von den Ölfeldern in Texas bis nach Chicago im Bau.

Auch fur die Verwertung der Erdgase von Comodoro Rivadavia und Plaza Huincul wird deren Transport durch Fernleitung bis zu der in etwa 1100 km — Hafenstadt Bahía Blanca — beginnenden Zone großerer Verbrauchsmöglichkeit, und eventuell bis zu der 1700 km entfernten Landeshauptstadt Buenos Aires, notwendig sein.

Verarbeitung des Erdoles

Die Verarbeitung des Roholes auf seine Verbrauchsprodukte ist bisher und für die nächste Zukunft von dem Bestreben beherrscht, einen möglichst hohen Prozentsatz Leicht- und Schwerbenzin zum Betriebe von Kraftfahrzeugen aller Art auszubringen. Daneben wird Leuchtol fur Beleuchtungs- und Heizzwecke — die Mehrzahl der Wohnungen und Kuchen des Mittel- und Arbeiterstandes des Landes wird zur Zeit noch mit tragbaren Petroleumofen beheizt — und ein Agricol genanntes, speziell zum Betriebe von im allgemeinen mit Leuchtol betriebenen landwirtschaftlichen Maschinen geeignetes Produkt hergestellt, ebenso ein Gasol fur schnellaufende Dieselmotore, und ein anderes fur schwere, langsam laufende, speziell Schiffs-Dieselmotore.

Der entfallende Ruckstand findet als Heizol Verwendung.

Die staatliche Erdoldestillerie in La Plata ist mit einer Tages-Verarbeitungsmenge von 2000 bis 2400 t die weitaus großte Anlage des Landes. Außerdem betreibt der Staat noch zur Befriedigung der lokalen Bedarfsmengen eine Destillerie von etwa 150 t Tagesverarbeitung in Comodoro Rivadavia und eine dritte fur etwa 50 t in Plaza Huincul. Fur die Verarbeitung des zum Lokalbedarf notigen Erdoles des nordlichen Gebietes ist die Errichtung einer Destillerie in der Provinz Salta in Angriff genommen. Um die Moglichkeiten und rationellsten Verarbeitungsmethoden zur Erzeugung von Schmierolen aus den verschiedenen zur Verfugung stehenden Roholen zu erkennen, ist in Comodoro Rivadavia eine Versuchsanlage in Betrieb. Die bisher dort und in vielen Laboratoriumsarbeiten in Nordamerika und Europa erzielten Resultate haben erwiesen, daß aus diesen Roholen mit wirtschaftlich guten Ergebnissen Schmierole, Paraffin, Asphalt usw. erzeugt werden können, welche den besten heute marktgangigen Produkten gleichwertig sind.

Die charakteristischen Eigenschaften der in den staatlichen Desti lerien hergestellten Produkte sind im Nachstehenden angegeben: *Benzin für Luftfahrzeuge* und für alle Benzin-Motore, welche mit hohe Druck arbeiten:

Spezifisches Gewicht bei 15° C. . . . . 0,700—0,7

Engler-Destillation:	Erster Tropfen fällt bei	40—42° C
	Bis 100° C destillieren	62 %
	„ 150° C „	95 %
	Trockenpunkt unterhalb	180° C
	Ausbringen insgesamt mindestens	97 %

Benzin für Automobile:

Spezifisches Gewicht bei 15° C. . . . . 0,740—0,7

Engler-Destillation:	Erster Tropfen fällt bei	40—45° C
	Bis 100° C destillieren	30 %
	„ 150° C „	72—74 %
	Trockenpunkt bei	200° C
	Gesamtausbringen	97—98 %

Leuchtöl: für Beleuchtung und Heizzwecke:

Spezifisches Gewicht bei 15° C . . . . 0,802—0,8

Flammpunkt: 40—45° C (Tag)

Engler-Destillation:	Erster Tropfen fällt bei . . .	160—165° C
	Bis 200° C destillieren	30—35 %
	Trockenpunkt	280° C
	Gesamtausbringen	98—99 %

Agricol: für mit Schwerbenzin oder Leuchtol arbeitende Motore:

Spezifisches Gewicht bei 15° C. . . . . 0,796—0,800

Flammpunkt: 20—25° C (Tag)

Engler-Destillation:	Erster Tropfen fallt bei	130—135° C
	Bis 150° C destillieren	4—6 %
	„ 200° C „	50—55 %
	Trockenpunkt bei	275—280° C
	Gesamtausbringen . . .	97—98 %

Gasol: für schnellaufende Dieselmotore:

Spezifisches Gewicht bei 15° C. . . . . 0,845—0,860

Flammpunkt: 55—65° C (Pensky — Martens)

Engler-Destillation:	Erster Tropfen fallt bei . .	190—200° C
	Bis 280° C destillieren	50—55 %
	Im Rückstand 0,03—0,05 % Koks (Conradson)	
	Gesamtausbringen	98,5—99 %

Dieselöl: für langsam laufende große Diesel-, besonders Schiffsmotore:

Spezifisches Gewicht bei 15° C.	0,880—0,890
Viscosität bei 50° C	30—50 s S. Furol

Flammpunkt: 60° C (Pensky — Martens)
Heizwert: über 10 700 kcal.

Heizöl: für Dampfkesselfeuerung:

Spezifisches Gewicht bei 15° C.	0,934—0,936
Flammpunkt	95—100° C
Viscosität	140—160 s Saybolt Furol
Koksrückstand bei Destillation.	7,5—8,5 %

Heizwert über 10 650 kcal

Die Leistungsfähigkeit der staatlichen Destillerien und Krackanlagen ist zur Zeit imstande, bis etwa 40 % des Gesamt-Benzin-Konsums des Landes zu decken, welcher Anteil durch Einbau weiterer Krackanlagen bis auf 75 oder 80 % gesteigert werden kann.

Die Verschiedenheit der zur Verfügung stehenden Rohöle, die verschiedenen Verarbeitungsanlagen und die Menge und Qualitäten des aus dem Erdgas gewonnenen Gasolins geben dem staatlichen Erdölverarbeitungsbetrieb die nötige Elastizität, um sich mit seinen Produkten den Anforderungen des Marktes und den jeweils dringendsten Bedürfnissen des Landes anzupassen. So ist z. B. das oben beschriebene, „Agricol" genannte Produkt aus dem Bestreben hervorgegangen, dem argentinischen Landwirt einen speziell für seine landwirtschaftlichen Maschinen und Fahrzeuge geeigneten Brennstoff zur Verfügung zu stellen, und die lebhaft steigende Nachfrage nach demselben beweist, daß das Produkt diesem Zwecke gerecht wird. Auch bei Herstellung des Autobenzins z. B. wird stets Rücksicht genommen auf die Tendenzen der Automobil-Fabrikation, den Betriebsdruck der Motore zur Erzielung eines besseren Wirkungsgrades zu erhöhen, und dementsprechend ein Benzin herausgebracht, welches unbedingt „klopffest" ist.

Mit der zu erhoffenden Produktionssteigerung an Erdöl wird es in nicht ferner Zukunft möglich sein, die Rohölverarbeitung mehr und mehr auf das Ausbringen eines höheren Prozentsatzes von Heizöl einzustellen, um mit solchem die einzuführende Kohlenmenge nach und nach zu vermindern und den entsprechenden Gewinn in der Handelsbilanz des Landes zu erzielen.

Summary

The Argentine Republic produces at present nearly 25 % of its fuel requirements and therefore has to import approximately 75 % from foreign countries.

The following combustibles are found in Argentina:

1. Wood in large quantities is found in the North, West and South, though owing to the scarce population of these regions, great distances from markets and high transportation costs, its use is strictly limited.

2. Coal is not found in quantities which permit of commercially profitable exploitation and there is little possibility of finding large supplies in the future.

3. Peat of good quality is found in large beds on the coast of Tierra del Fuego. The cutting and working of this substance produces coke and other by-products, which, thanks to relatively low transportation costs, may prove a profitable undertaking.

4. Crude oil and natural gas are found in commercial quantities in several regions.

Total consumption of combustibles during the year 1928:

Coal and coke	3 162 595 t
Fuel oil and Diesel oil	2 184 837 t
Light gasoline	416 000 t
Heavy gasoline and kerosene	113 000 t

If petroleum products were used exclusively as fuels over 5 million tons of crude petroleum would be required.

Oil produced during 1928 amounted to about 1 310 000 tons and this figure can be increased within 3 or 4 years to the quantity required in 1928, or 5,06 million tons of crude oil.

Oil fields at present in exploitation ·

1. *Comodoro Rivadavia:* The oil bearing strata are located in the upper cretaceous formation which covers an area of at least 24 000 square kilometres, or 2.4 million hectares; 12 000 hectares in this region have been proved potential producing areas by means of preliminary test borings. It is estimated from data obtained in these tests, that the area surveyed contains approximately 110 million cubic metres of recoverable oil, besides enormous quantities of natural gas conservatively estimated to exceed 115 000 million cubic metres.

2. *Plaza Huincul:* Oil bearing strata are located in the upper Jurasic formation which covers in this region an area of at least 18 000 square kilometres or 1.8 million hectares. Owing to the unfavourable transportation conditions (660 kilometres from the nearest port and marketing centres) development will be relatively slow. To date, 375 hectares in this reserve have been tested by preliminary borings and found to contain petroleum in commercial quantities. It is estimated that the area surveyed contains 1¾ million cubic metres of exploitable oil. Great quantities of natural gas are found with the petroleum in this region. In order to utilize the gas supply at either Comodoro Rivadavia or Plaza Huincul, it would be necessary to construct pipe lines to populated centres, if possible as far as Buenos Aires, which is located at a distance of approximately 1200 kilometres from Plaza Huincul and 1700 kilometres from Comodoro Rivadavia.

3. *Sosneado and Cacheuta in the Province of Mendoza* Test borings have proved the presence of petroleum products in paying quantities in this area, but the transportation difficulties are so great as to make it unprofitable to further develop this field until pipe lines are constructed. As in the case of Plaza Huincul the construction of a pipe line to carry the oil from Sosneado or Cacheuta to the coast will be necessary before these fields can be rapidly developed.

4. *Vespucio and Aguas Blancas (Province of Salta)* · These potential oil lands cover a very large area and contain a considerable quantity of a light oil of great value. Oil bearing strata are located in the Triasic and Permian formations. Excellent production is now being obtained from the

majority of the relatively few wells that have been seen. The oil bearing strata cover an area of more than 20 000 square kilometres but the entire region has not yet been in detail by the geologists, and more exact figures cannot be given.

The results obtained in tests to date permit the daily production being conservatively estimated at 1200 tons of crude oil within the next two years. This production, when refined at Vespucio, would be more than sufficient to supply the entire needs of the surrounding territory.

The policy observed by the Government refineries is to produce the kind of fuel most in demand in the country.

At present the most important products are:

Light gasoline for aircraft,
Standard gasoline for automobiles,
Heavy gasoline for agricultural machinery,
Kerosene for home use,
Diesel oil for marine engines, and
Fuel oil for industrial use.

Polen

Rationalisierung der Energiewirtschaft im Boryslawer Naphtharevier

Polnisches Nationalkomitee

Dipl.-Ing. W. Rosenthal

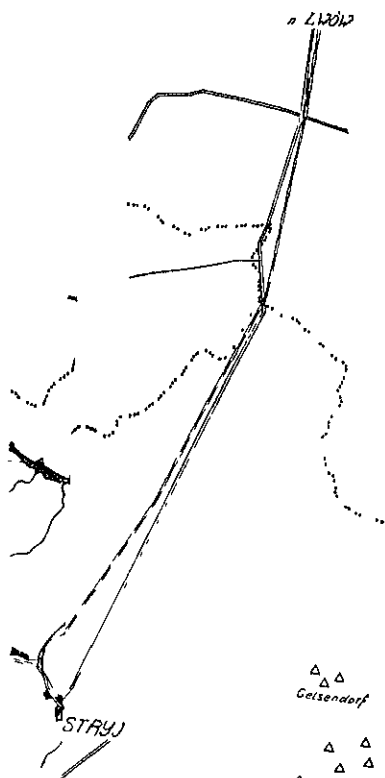
Das Naphthavorkommen in Polen steht, ähnlich wie auch im benachbarten Rumänien, in engem Zusammenhang mit den Karpathen und dem Karpathenvorgebirge. Naphthagruben befinden sich in Polen in etwa siebzig Ortschaften, die sich dem Karpathenvorgebirge entlang von der Flußlinie des Dunajec bis zur Bukowina hinziehen. Die Mehrzahl der polnischen Erdölvorkommen ist mit Falten von vorwiegend tektonisch kompliziertem Bau verbunden.

Die Erdölvorräte dieser Naphthaterrains betragen nach ungefähren Berechnungen etwa 160 Millionen t, wovon bis jetzt ca. 28 Millionen t gefördert worden sind. Da sich nur etwa 7 % der bekannten Naphthagebiete in der Exploitation befinden, stellt das bisher in Polen geförderte Rohöl zweifellos einen kleinen Teil derjenigen Vorräte dar, die sich noch in der Erde verbergen.

Zu den ergiebigsten Naphthafeldern wird das sogenannte Boryslawer Naphtharevier gezählt, das drei Ortschaften umfaßt: Boryslaw, Tustanowice und Mraźnica (Abb. 1 u. 2).

Die Naphthaindustrie setzt sich in wirtschaftlicher und technischer Hinsicht aus drei voneinander getrennten Zweigen zusammen: a. der Bergbau, zu dem die Rohöl- und Erdgasförderung gehört, b. der Transport und die Aufbewahrung des Rohöls und schließlich c. die Verarbeitung des Rohöls in Raffinerien.

Das aus der Erde gewonnene Rohöl fließt in die entsprechenden Sammelbehälter. In diesen unterliegt es dem Reinigungsprozeß bzw. der Befreiung von den ihm anhaftenden festen Abfallstoffen und von Wasser. Das gereinigte Rohöl wird mit Hilfe eines Netzes von Rohrleitungen zu den Raffinerien bzw. an die sonstigen in Frage kommenden Bestimmungsorte geleitet.

Die gesamte Leistungsfähigkeit der polnischen Raffinerien beträgt etwa 120 000 Zisternen Rohöl jährlich. Im Jahre 1929 waren 27 Raffinerien tätig. Die größte Raffinerie Polens — die Staatliche Mineralölfabrik „Polmin“ in Drohobycz — hat eine Verarbeitungsfähigkeit von ungefähr 25 000 Zisternen Rohöl jährlich. Auf dem Erdölterrain von Drohobycz befinden sich noch andere größere Raffinerien, die zu-

STERNEN JÄHRLICHER VERARBEITUNG

" " " " "

EN

WK \

sammen ca. 25 000 Zisternen verarbeiten können. Manche dieser Raffinerien besitzen ihre eigenen Naphtha- und Erdgasrohrleitungen.

Dem Naphtharohöl gesellt sich gewöhnlich Erdgas hinzu. Das Gas

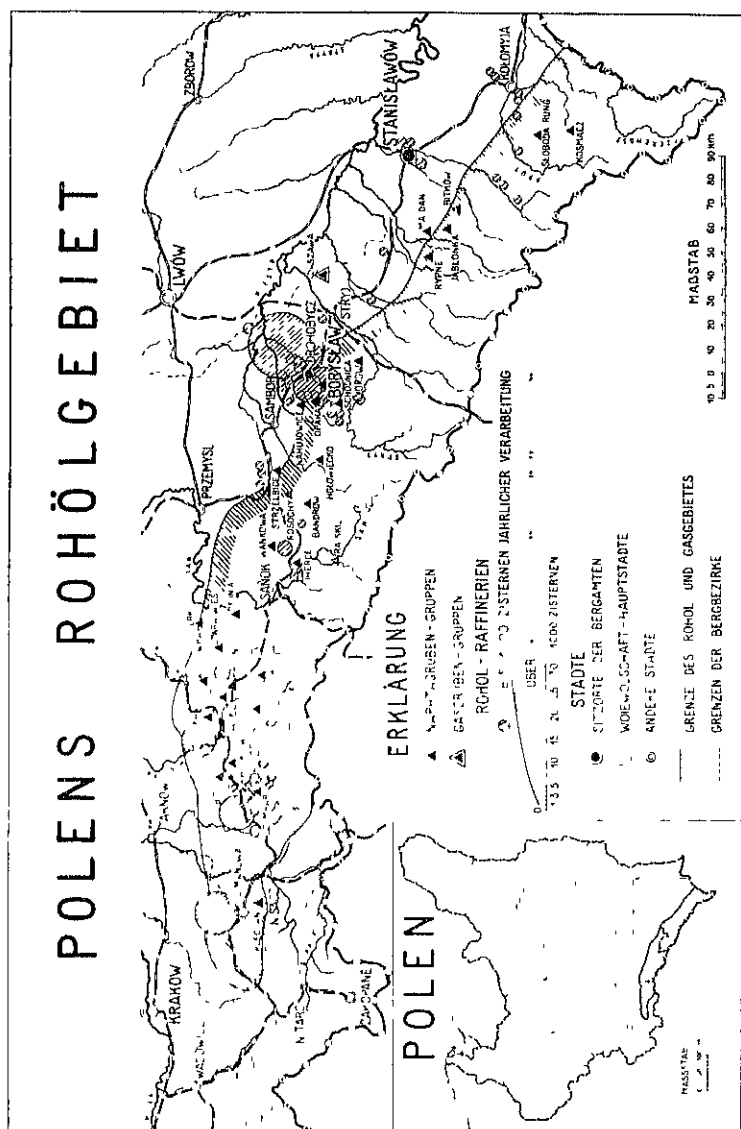



Abb. 1.

des Boryslawer Reviers besitzt überwiegend, nämlich 85 bis 95 %, Methan (CH_4). In der chemischen Zusammensetzung des Erdgases befindet sich neben Methan ein erheblicher Prozentsatz schwerer Kohlenwasserstoffe, die sich mit Hilfe entsprechender Methoden ziemlich leicht aus-

scheiden lassen und sogenanntes Gasolin bilden. Gasolin stellt ein leichtes Benzin mit einem spezifischen Gewicht von höchstens 0,68 dar. Das von Gasolin befreite Erdgas wird als Brennmaterial in der Naphthaindustrie verwendet. Der Heizwert des Gases beträgt in Abhängigkeit von der chemischen Zusammensetzung mitunter 8000 bis 12 000 kcal/m³ bei 760 mm Hg und 0° C.

Die Bilanz der polnischen Rohölwirtschaft für das Jahr 1928 ist aus Abb. 3 ersichtlich. Als Maßeinheit für die Darstellung ist die Zisterne, enthaltend 10 t, angenommen.

Auf der Aktivseite dieser Bilanz figuriert die Gesamtproduktion, die sich auf 74 291 Zisternen beziffert. Die Produktion des Boryslawer Beckens betrug im Jahre 1928 73 % der polnischen Gesamtproduktion.

BEZIRK BORYSŁAW

GASFERNLEITUNGEN UND ELEKTRISCHES LEITUNGSNETZ

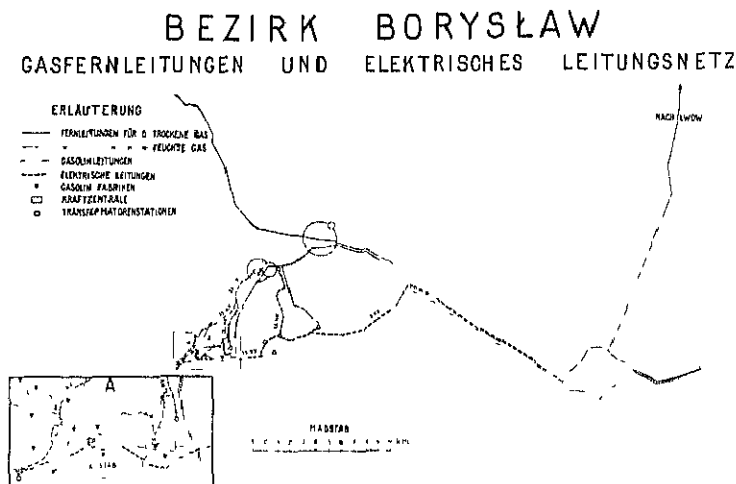



Abb. 2a.

Auf der Passivseite der Bilanz treten neben Rohöl, das nutzbringend ausgewertet und demzufolge den Raffinerien zugeführt worden ist, die Positionen der Verunreinigungen und des Brennmaterials in Erscheinung.

Die verunreinigten Bestände erreichten im Jahre 1928 3379 Zisternen, also 5,4 % der Gesamtförderung. Im Verlauf des letzten Jahrzehnts ist in dieser Position eine sehr beachtliche Besserung eingetreten. Noch im Jahre 1920 betrug der Prozentsatz des verunreinigten Rohöls etwa 15 %. Dank den bei den Reinigungsmethoden durchgeführten Verbesserungen und Ersparnissen ist es gelungen, diese Position erheblich zu reduzieren und erhebliche Mehrmengen an reinem Rohöl zu gewinnen.

In Abb. 4 gibt die Kurve (A) den Verlauf der Höhe der verunreinigten Rohölmengen seit dem Jahre 1922 an. Hierbei ist zu beachten, daß von der Gesamtmenge der Verunreinigungen etwa 95 % auf den Drohobyczer Bezirk und hauptsächlich auf das Boryslawer Becken ent-

fallen, und daß die Verunreinigungen, die im laufenden Jahr aufgezeigt sind, schon fast völlig wertlose Substanzen darstellen.

Die zweite Position, die ein beachtliches Ergebnis der wirtschaftlichen Anstrengungen im Boryslawer Naphthabezirk erkennen laßt,

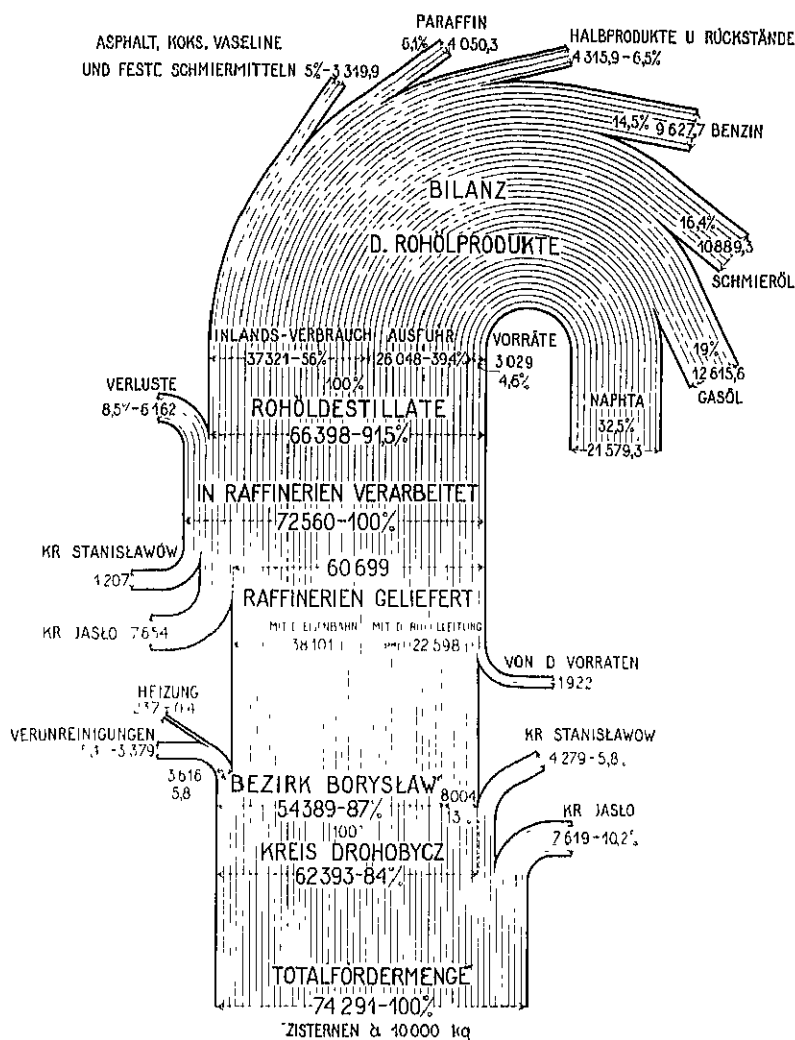



Abb. 3.

stellt die Rubrik des Brennmaterialverbrauchs dar. Im Jahre 1928 wurden für Heizzwecke 316 Zisternen verbraucht. Hiervon entfallen auf den Drohobyczer Bezirk 237 Zisternen, auf das Gebiet von Jaslo 30 und auf das Stanislauer Revier 49 Zisternen. Rohol als Brennstoff

wird teilweise in den Gruben zur Kesselheizung (213 Zisternen), teilweise auch zum Antrieb der Pumpenanlagen (24 Zisternen) benutzt.

Die Kurve B in Abb. 4 stellt den Verlauf des Rohölverbrauchs für Heizzwecke in den letzten zehn Jahren dar. Es ist festzustellen, daß der Rückgang von 5320 Zisternen, d. h. 8,5 % der Bruttoförderung im Jahre 1922, auf 237 Zisternen mit kaum 0,4 % der Gesamtproduktion ein bedeutsames Resultat darstellt, das auf dem Gebiete der Wärme-

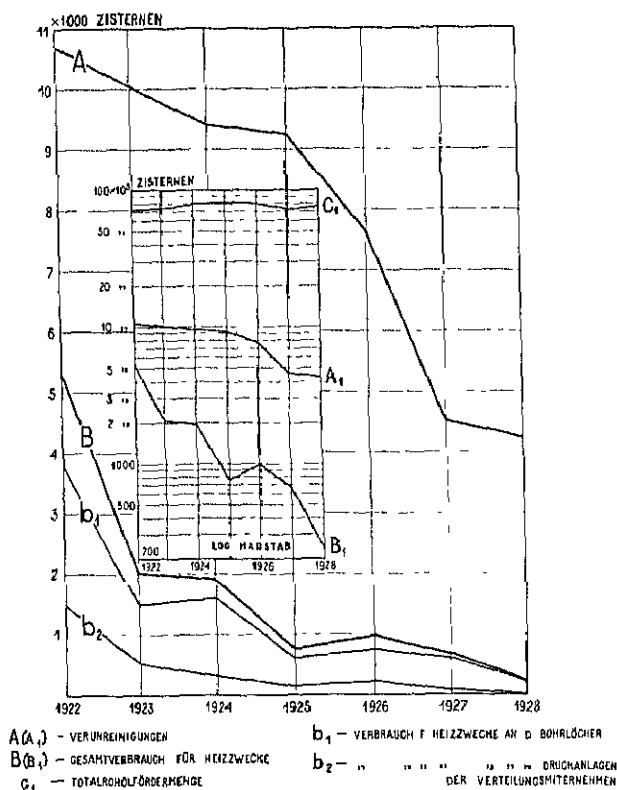



Abb. 4.

wirtschaft des gesamten polnischen Bergbaus, insbesondere des Grubenbetriebs im Boryslawer Naphtharevier erzielt worden ist.

Im Jahre 1928 wurden in 27 in Betrieb befindlichen Naphtharaffinerien Polens insgesamt 72 560 Zisternen Rohöl verarbeitet. An Naphthaprodukten wurden 66 398 Zisternen erzielt, also 91,5 % der Gesamtverarbeitung. Im Inlande betrug der Verbrauch 37 321 Zisternen oder 56 %, die Ausfuhr — 26 048 Zisternen oder 39,4 % der gesamten Erzeugung an Erdölprodukten. Schließlich verblieben 3029 Zisternen, also 4,6 % als Vorrat für das nächste Jahr.

Den Unterschied zwischen der Rohölmenge, die zur Weiterverarbeitung benutzt wurde, und der Menge der erhaltenen Naphthaprodukte, die 6162 Zisternen oder 8,5 % der Gesamtverarbeitung erreichte, stellen Verluste bei der Verarbeitung dar.

Unter den Erdölerzeugnissen nimmt hinsichtlich der produzierten Mengen das Petroleum die erste Stelle ein. Auf Petroleum entfallen 32,5 % der Gesamtmenge an Erdölprodukten, danach folgen mengenmäßig Gasöl mit 19 %, Schmieröle mit 16,4 %, Benzin mit 14,5 %, Paraffin mit 6,1 %, Halbprodukte und Abfallprodukte 6,5 %. Schließlich entfallen auf Asphalt, Koks, Vaseline und feste Schmiermittel zusammen 5 % der Gesamtmenge an Naphthaprodukten.

Im Zusammenhang mit den steigenden Bedarfsmengen an Benzin für das Flugwesen und den Automobilismus wenden die Raffinerien gegenwärtig die Krackmethode an, die eine Verarbeitung von Gasöl zu Benzin gestattet. Außerdem besitzen einige Raffinerien Einrichtungen für die Herstellung von Mineralseifen aus Paraffin, ferner solche zur Erzeugung der verschiedenartigsten hochwertigen Schmieröle sowie zur Erzeugung von Ölen mit hohem Isolationsvermögen für die Bedürfnisse der Elektrotechnik.

Im ersten Zeitabschnitt der Entwicklung des Bergbaus wurde Erdgas als Nebenprodukt, vielfach sogar als unerwünschtes Nebenprodukt, angesehen, da es gewisse Schwierigkeiten bei den Bohr- und Förderarbeiten mit sich brachte.

Eine Übersicht über den Umsatz an Erdgasen in Polen für das Jahr 1928 ist in Abb. 5 dargestellt. Zur Vergleichsmöglichkeit wurde hier die Rohölskala verwandt, wobei das Wärmeäquivalent — 1 m³ Erdgas gleich 1 kg Naphtharohöl gleich 10 000 kcal angesetzt ist. Aus Abb. 5 ersehen wir, daß die Gesamtgewinnung von Erdgas in Polen 459 487 701 m³ betrug, was in Wärmeäquivalent umgesetzt 49 134 Zisternen Rohöl ausmacht. Im Drohobyczer Bezirk wurden 38 220 Zisternen oder 78 % gewonnen, wovon auf das Boryslawer Becken 30 612 Zisternen, d. h. 62 % der Gesamtförderung entfielen. Hieraus ergibt sich, daß sowohl in der Gaswirtschaft wie auch in der Rohölwirtschaft das Boryslawer Revier die Basis der Naphthaindustrie darstellt.

Dem Vorkommen von Erdgas hat man nach Maßgabe der Verringerung des Rohölüberflusses sowie des Versiegens der Vorräte aus den vorangegangenen Jahren immer aufmerksamere Beobachtung zugewandt. Innerhalb kurzer Zeit hat man sich davon überzeugt, daß Erdgas einen wertvollen Brennstoff darstellt, der in dieser Hinsicht Rohöl vollkommen ersetzen kann, und dies um so mehr, als sein Preis am europäischen Markt immer mehr in die Höhe ging. Noch im Jahre 1920 wurde fast die gesamte Produktion an Erdgas als Brennmaterial verwertet, das sehr verschwenderisch und unwirtschaftlich gehandhabt wurde, erhebliche Gasmengen gingen sogar ungenutzt in die Luft. Mit der Zeit erkannte man, daß Erdgas nicht nur ein Rohstoff für

Heizzwecke ist, sondern daß man Erdgas einer weiteren Verarbeitung unterziehen kann. Erdgas wird gegenwärtig in sogenannten Gasolinfabriken verarbeitet, wo aus Erdgas Gasolin abgeschieden wird, eine Flüssigkeit, die zu den leichtesten Benzinarten gehört. Die Gasolinproduktion betrug 3185,5 Zisternen im Jahre 1928, wovon auf den

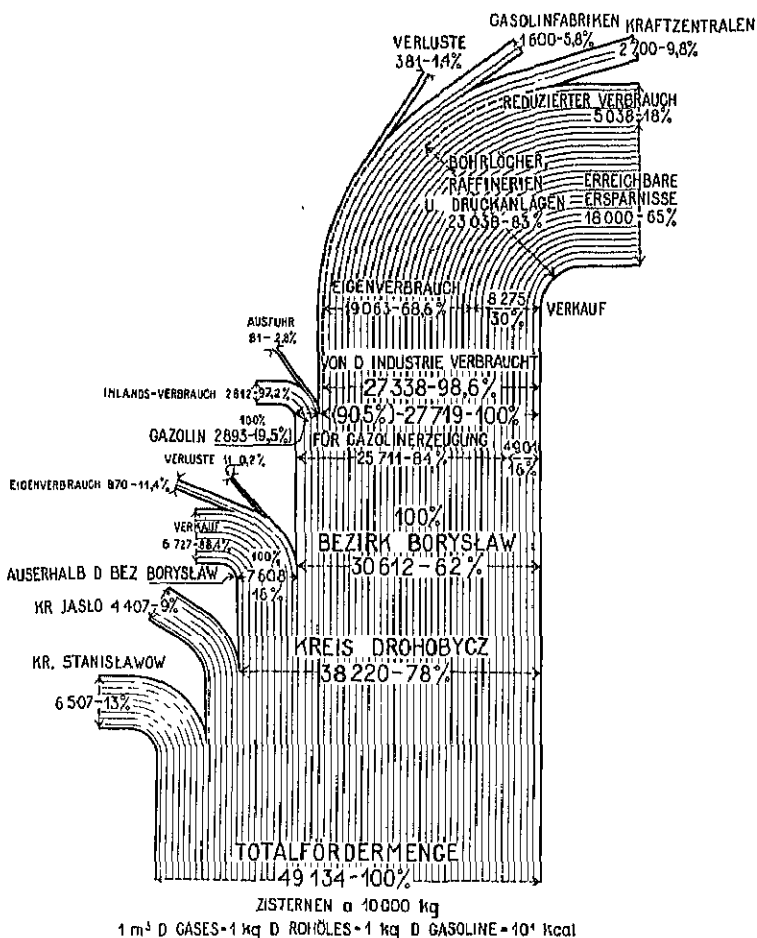



Abb. 5.

Drohobyczer Bezirk 2893 Zisternen (etwa 91 %) entfielen, wobei fast alles davon in den Fabriken des Boryslawer Reviers produziert wird.

Die Erzeugung von Gasolin im vergangenen Jahr bezifferte sich im Verhältnis zu der erhaltenen Benzinmenge, die 9675 Zisternen betrug, auf 33 %, was von großer Bedeutung mit Rücksicht auf den ständig steigenden Verbrauch an Benzin im Lande sein muß.

Die Erdgase, die aus diesen oder jenen Gründen gegenwärtig nicht nutzbar gemacht werden können, werden mit Hilfe entsprechender Kopfstücke in Bohrlöchern abgeschlossen.

Der Verbrauch an Gasen in den Gasolinfabriken beträgt etwa 1600 Zisternen, oder 5,8 % der verfügbaren Gasmengen.

Zur Erzeugung von elektrischer Energie werden beachtliche Mengen von Erdgasen verbraucht, und zwar etwa 2700 Zisternen oder 9,8 % der verfügbaren Quantitäten. Fast die gesamte elektrische Erzeugung entfällt auf die Bedürfnisse der Naphthaindustrie, sei es für Beleuchtungszwecke, sei es für Zwecke des elektrischen Antriebs. Beachtenswert ist, daß sich die Verwendung elektrischer Energie in der Naphthaindustrie vor acht Jahren hauptsächlich auf Beleuchtung beschränkte und daß in letzter Zeit ein größerer Fortschritt auf dem Gebiete der allgemeinen Elektrifizierung der Naphthabezirke zu sehen ist.

Die restlichen Erdgasmengen, die sich auf 23 038 Zisternen belaufen (also 83 % der insgesamt verfügbaren Menge), werden für die Bedürfnisse der Gruben, Raffinerien, Pumpwerke und anderer Unternehmungen verwandt und sind vornehmlich Kesselheizmaterial. Teilweise kommt Erdgas auch für den Antrieb von Gasmotoren in Betracht.

Die Naphthagruben auf dem Gebiete des Boryslawer Erdölreviers brauchen viel mechanische Energie zu Antriebszwecken, dagegen weniger Wärme zu Heizzwecken. Am meisten Energie benötigen die Bohr- und Förderanlagen, weniger Energie wird für die Betriebsführung der Hilfs- und Heizanlagen verbraucht. Gegenwärtig sind etwa 18 % der Antriebe elektrifiziert. Die Dampfanlage der Grube besteht aus dem Kesselhaus, das gewöhnlich einige der nächstliegenden Bohrlöcher bedient, von welchen es mit Rücksicht auf die Feuergefahr etwa 40 bis 50 m entfernt liegt, aus den Dampfleitungen, die die Kesselhäuser mit den einzelnen Maschinen und Heizungen verbinden, und schließlich aus den Dampfmaschinen. Die Anlage arbeitet unter ungünstigen Bedingungen und daher unwirtschaftlich, insbesondere wirkt sich auf die ganze Dampfanlage eine unwirtschaftliche Arbeitsweise des Kessels aus.

Nach einer Statistik aus dem Jahre 1928 befanden sich in den Naphthagruben des Boryslawer Reviers 1134 Kessel mit einer Gesamtheizfläche von 51 682 m², darunter 1011 Lokomobilkessel. Durchschnittlich entfallen also auf einen Kessel ungefähr 48 m² Heizfläche.

Auf dem Gebiete dieses Erdölreviers werden Kessel des Lokomobiltyps verwendet, die mit einem durchschnittlichen Wirkungsgrad von 30 bis 50 % arbeiten. Eine Hauptschwierigkeit in der rationellen Betriebsführung der Kesselanlagen ist der Mangel an geeignetem, salzfreiem Wasser.

Die Kessel werden mit Erdgasen geheizt. Diese Art der Feuerung stellt sich am billigsten, insbesondere angesichts der hohen Transportkosten und der Schwierigkeiten der Kohlenzufuhr auf dem Gelände selbst. Das Gas wird entweder direkt von einem Bohrloche oder von einer Gasgesellschaft geliefert.

Zum Antrieb verwendet man ein- oder zweizylindrige Zwillings-Dampfmaschinen, die mit Sattdampf von einem Druck von 8 bis 10 at und ohne Kondensation arbeiten. Im Jahre 1928 befanden sich in den Naphthagruben des Reviers 1367 Kolbendampfmaschinen mit einer Gesamtleistung von 71 758 PS — wobei auf eine Maschine durchschnittlich etwa 52 PS entfallen.

Neben dem unwirtschaftlich arbeitenden System des Dampfantriebes wird in den Gruben viel Dampf bei den Heizanlagen benutzt, die zur Erwärmung des besonders während der kalten Jahreszeit sich verdickenden Rohöls und der Emulsion bestimmt sind. Der Verbrauch an Dampf für die Heizanlagen wird im Sommer auf etwa 4 %, im Winter auf etwa 12 % der Gesamtproduktion an Dampf berechnet. Im Durchschnitt im Jahr entfallen auf die Wärmeeinrichtungen 8 bis 10 % der Gesamtmenge an Brennmaterial, die zur Kesselfeuerung benötigt wird.

Die dargelegte Charakteristik der Einrichtungen der Wärmewirtschaft sowie der örtlichen Arbeitsbedingungen dieser Anlagen zeigt, daß das gegenwärtige System eine weitgehende, sich bezahlt machende Ökonomisierung nicht verträgt und demzufolge durch ein anderes System zu ersetzen ist.

In Betracht kommen zwei Arten von Motoren: Verbrennungsmotoren und elektrische Motoren.

Die bisherigen Erfahrungen der Naphthaindustrie im Boryslawer Revier lassen erkennen, daß Verbrennungsmotoren mit Rücksicht auf die starke Veränderlichkeit der Arbeitsbedingungen, der Erdölförderung und der Bohrtätigkeit nur einen begrenzten Anwendungskreis in den Hilfseinrichtungen, wie bei den verschiedenen Arten von Pumpen, Kompressoren und Exhaustoren usw., besitzen.

Der Elektromotor ist in seinem technischen Wert im Vergleich mit den Dampf- und Verbrennungsmotoren schon in anderen Naphthaterrains bekannt. Die bisherigen Erfahrungen, die im Boryslawer Naphtharevier bei den elektrifizierten Anlagen gesammelt wurden, haben vollkommen seine hohe Eignung bestätigt.

Das Boryslawer Erdölrevier umfaßt ein einheitliches Energieverteilungsnetz öffentlicher Nutzung mit 15 kV sowie auf dem engeren Naphtharevier ein Verteilungsnetz mit 3 kV (Abb. 2a). Dieses Netz wird mit Energie von der Überlandzentrale in Tustanowice versorgt, die eine installierte Leistung von 11 200 kW besitzt sowie jährlich 16,4 Millionen kWh (1928) erzeugt. Das Elektrizitätswerk besitzt Kondensationsaggregate und verwendet Erdgas als Heizmaterial.

Elektrizitätswerke	Anzahl	Zahl der Stromerzeuger	Leistung der Kraftmaschinen PS	Leistung der Stromerzeuger kW	Jährliche Produktion 1000 kWh
Revier Drohobycz . .	54	95	25 207	16 406	26 892
Leistung über 1000 kW .	2	6	20 030	13 650	18 767
„ von 100 bis 1000 kW	8	29	3 655	2 114	6 863
„ bis 100 kW . .	44	60	1 522	642	1 262

Außerdem besteht auf dem Gebiet des Boryslawer Reviers eine Reihe von Elektrizitätswerken, die den Industriewerken zur Deckung des Eigenbedarfs dienen. Das größte Kraftwerk gehört einer Raffinerie in Drohobycz, in welchem die Energie in Gegendruck-Turbinen erzeugt wird, wobei der Abdampf für Heizzwecke der Raffinerie Verwendung findet. Die erhaltene Energie wird teilweise für die Eigenbedürfnisse der Raffinerie, teilweise mit einer Fernleitung fur die eigenen Naphthagruben im Erdölrevier verwendet.

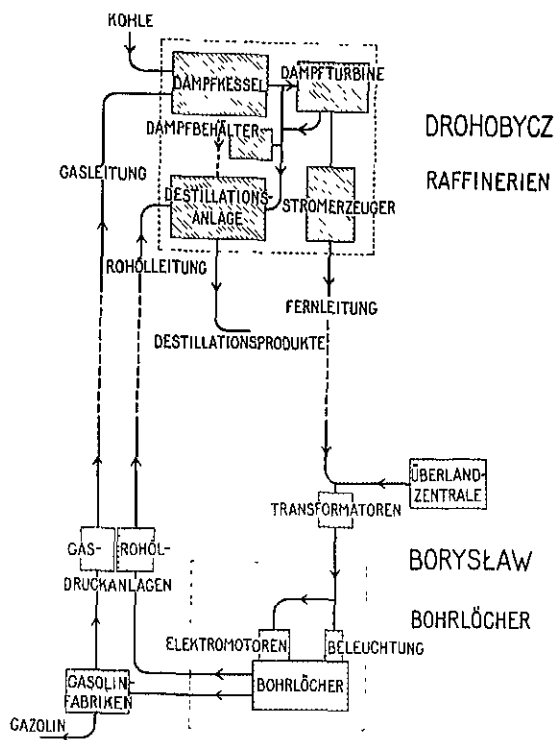



Abb. 6

Die gesamte Stromerzeugung betrug im Boryslawer Revier im Jahre 1927 bis 26,892 Millionen kWh bei insgesamt 16406 kW installierter Leistung

Die Vorteile, die sich aus dem Übergang des Antriebs der Naphthagruben von Dampf- zum elektrischen Antrieb ergeben, beruhen sowohl auf der technischen Hohe des elektrischen Motors als auch auf den Vorteilen der Energieerzeugung in großen ökonomisch gefuhrten Zentralkraftwerken.

Die sich daraus ergebenden Ersparnisse kann man auf etwa 80% beim Brennmaterial, 80% bei Wasser, 98% bei den Schmiermitteln

und 15 % bei der Bedienung schätzen. Diese Vorteile werden in erhebl
lichem Maße durch die Kosten des Kapitals aufgewogen, das für d
verhältnismäßig teuren elektrischen Einrichtungen, sowohl der Förde
als auch der Bohranlagen benötigt wird.

Die Erwägungen der besten Ausnutzung des Brennmaterials un
zugleich der kleinsten Investitionskosten haben zu der Erkenntn
geführt, daß die Elektrifizierung des Boryslawer Erdölreviers die vo
teilhaftesten Bedingungen erst durch die gemeinsam geführte Wärme
wirtschaft der Raffinerien und der Naphthagruben schaffen wird.

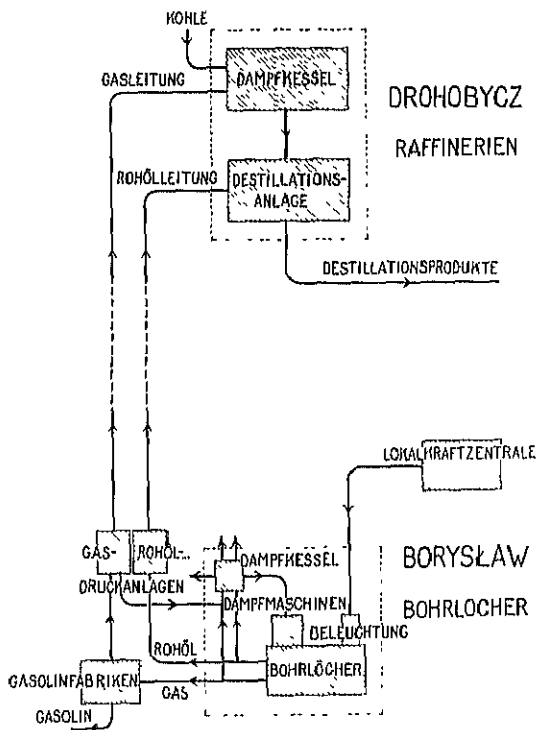



Abb. 7.

Selbst die in technischer Hinsicht am besten eingerichteten Naphtharaffinerien verwenden erhebliche Mengen Dampf, der für Fabrikationsbedürfnisse bestimmt ist. Dieser Verbrauch beträgt durchschnittlich etwa 2,5 kg Wärmedampf auf ein Kilogramm verarbeitetes Rohöl. Diesen Dampf stellt man gegenwärtig in Niederdruckkesseln her und leitet ihn anschließend mit Hilfe eines Netzes von Dampfleitungen für Destillations- und Heizzwecke zu den Raffinerien.

In den Naphthagruben verwendet man Hochdruckdampf, in den Raffinerien wiederum ist für Destillations- und Heizzwecke Niederdruckdampf notwendig. Hieraus ergibt sich, daß sich diese Einrich-

tungen gegenseitig ergänzen und daß sie bei günstigen Raum- und Zeitbedingungen vereinigt werden können, so daß also der Dampf in ihnen nacheinander die notwendige Arbeit ausführen kann.

Nach diesem Plan werden Kessel und Dampfmaschinen gewissermaßen aus den Gruben nach den Raffinerien verlegt. Im Endergebnis stellt sich die Arbeit der miteinander verkoppelten Anlagen schematisch in der Weise dar, wie es die Abb. 8 aufzeigt. Nach diesem Schema werden Erdöl und Erdgas mit Hilfe von Rohrleitungen aus den Gruben

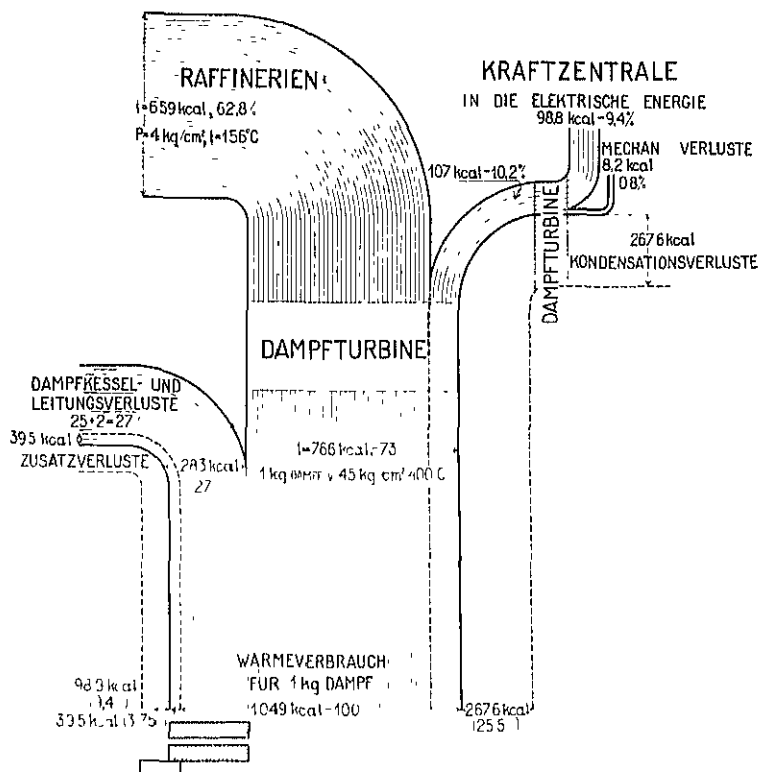



Abb. 8.

in Boryslaw nach den Raffinerien in Drohobycz geleitet. Hier vollführt der Dampf, der in Hochdruckkesseln erzeugt wird, zuerst die mechanische Arbeit in den Antriebsdampfmotoren und gelangt im Anschluß daran in die Heizanlagen für die Bedürfnisse des Raffinerprozesses. Die Dampfturbinen sind mit Stromerzeugern verbunden, die so erhaltene Energie versorgt mit Hilfe einer Fernleitung die elektrischen Grubenmotoren in Boryslaw.

Abb. 7 stellt das gegenwärtige System der unabhängigen Arbeit der Kraftwerke, Raffinerien und Naphthagruben dar. Ein Vergleich der

Abb. 6 und 7 gibt die Möglichkeit, die Unterschiede zwischen dem projektierten und dem früheren System zu erkennen.

Die Erzeugung der elektrischen Energie in den Kraftwerken bei den Raffinerien sichert die bestmögliche Ausnutzung des Brennmaterials sogar unter Vermeidung von Kondensationsverlusten (Abb. 8). Beachtenswert ist auch, daß im gegebenen Falle die für Wärme- und Krafterzeugung arbeitende gemeinsame Kesselanlage bei der Verwendung von modernen Hochdruckkesseln in bezug auf ihre Ausmaße nicht viel die ursprüngliche Kesselanlage der Raffinerien übersteigt.

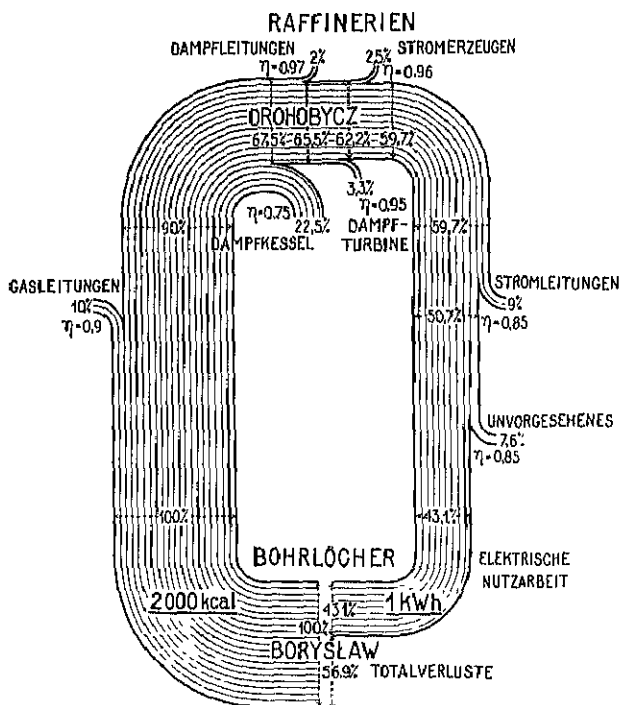



Abb. 9.

Schon auf Grund dieser allgemeinen Erwägungen kann man den Schluß ziehen, daß einer solchen Elektrifizierung des Naphthabezirks die vollkommenste Rolle einer höchst sparsamen Wärmewirtschaftsmethode zufällt, und daß eine auf diese Weise durchgeführte Elektrifizierung als höchster Entwicklungsgrad dieser Wirtschaft auf dem Naphthaterrain angesprochen werden kann.

Die Erzeugung elektrischer Energie in Gemeinschaft mit der Lieferung von Heizdampf für die Bedürfnisse der Raffinerien kann auf zwei Arten verwirklicht werden.

Die erste Art wäre der Bau eines gemeinsamen, den Hauptverbrauchs-

zentren des Dampfes benachbarten Kraftwerkes für alle Raffinerien in Drohobycz.

Die zweite Art wäre der Bau von selbständigen Kraftwerken für jede Raffinerie.

Die erste dieser beiden Arten, die in ihrer günstigen Zusammensetzung für Erzeugung von Dampf und elektrischer Energie dem Grundsatz der Zentralisierung gerecht wird, sieht die Zuleitung des Abdampfes auf eine gewisse Entfernung für jede der einzelnen Raffinerien vor. Die zweite Art, die auf dem Grundsatz der Dezentralisierung beruht, berücksichtigt eine parallele Arbeit der einzelnen Elektrizitätswerke.

Es ist festzustellen, daß in den Arbeitsbedingungen der Naphthaindustrie bedeutende Schwierigkeiten dafür bestehen, eine Verwirklichung der Arbeitsweise nach dem ersten System zu ermöglichen.

Abb. 9 stellt die Energiebilanz des projektierten Systems der Einrichtungen nach dem zweiten Entwurf dar. Aus dieser Bilanz geht hervor, daß der Wirkungsgrad dieses Kreisprozesses 43 % beträgt, sowie daß auf 1 kWh etwa 2000 kcal entfallen.

Bilanz des projektierten ökonomischen Systems der elektrischen Energieerzeugung

Aktiva:	Wärmewert des Erdgases, das aus den Gruben zu den Kesselanlagen der Raffinerien zum Zwecke der elektrischen Energieerzeugung geleitet wird	100 %
Passiva	1. Verluste in den Ferngasleitungen	10 %
	2. Kesselverluste	22,5%
	3. Dampfleitungenverluste	2 %
	4. Verluste der Gegendruckturbinen	3,3%
	5. Stromerzeugungsverluste	2,5%
	6. Elektrische Netzverluste	9,0%
	7. Sonstige Verluste	7,6%
	Die Gesamtverluste des Systems betragen . .	56,9%
	8. Elektrische Nutzenergie	43,1%
	Insgesamt	100,0%

Die Kesselanlagen der Raffinerien bestehen zu 40% aus Großraumkesseln, zu 60% aus Hochleistungskesseln

Die im Projekt vorgesehene Dampfanlage ist eine Hochdruckanlage, deren Abdampf zu Heizzwecken in den Raffinerien Verwendung findet Für diesen Zweck eignen sich am besten Wasserrohrkessel. Diese Kessel, die kleine Wasserkammern besitzen, werden gegen veränderliche und plötzlich stark steigende Belastungen durch Einschaltung der Dampfspeicher unempfindlich gemacht

Die Gegendruckturbine ist, wie bekannt, gegen die Veränderlichkeit des Dampfbedarfs ziemlich empfindlich, was nicht ohne Einfluß auf

die Leistung und den Wirkungsgrad der Turbine bleibt, deswegen ist die Beeinflussung der Dampfaggregate von der Raffinerie vom elektrotechnischen Gesichtspunkt aus höchst unerwünscht; der Ausgleich des ungünstigen Belastungsverhältnisses der Raffinerien soll also in bezug auf den Abdampfverbrauch durch Anwendung eines Dampfspeichers erzielt werden.

Unter diesen Bedingungen ist die Leistung der Dampfturbinen auf den mittleren Dampfbedarf berechnet worden, wobei der Hauptgrundsatz der Selbständigkeit in der Arbeitsorganisation der Raffinerieanlagen in weiten Grenzen gehalten worden ist.

Zum Zwecke der Aufrechterhaltung des Gleichgewichtes zwischen dem Energiebedarf und der Energieerzeugung ist eine Parallelarbeit der Gegendruckaggregate mit den Kondensationsturbinen vorgesehen, wobei diese nicht in jedem der parallel arbeitenden Elektrizitätswerke aufgestellt zu werden brauchen; es genügt vollkommen das Vorhandensein eines Kondensationsaggregats in nur einem dieser Elektrizitätswerke. Außerdem kann die Gegendruckturbine mit Erfolg als Anzapfturbine ausgeführt werden.

Es mag hier auf die Vorteile hingewiesen werden, die sich aus der Zentralisierung in einem Antriebsmotor in bezug auf die Schwankungen im Energiebedarf und in seiner Erzeugung ergeben. Die elektrischen Schwankungen in der Energieerzeugung in jedem der einzelnen Elektrizitatswerke, die Gegendruckaggregate besitzen, werden sich zweifellos entsprechend ausgleichen lassen, indem sie einen Gleichzeitigkeitskoeffizienten haben, der geringer ist als eine Einheit. Der gegenseitige Einfluß auf den Belastungsausgleich gibt die Moglichkeit, den Niederdruckteil der Turbine kleiner zu bemessen, als die Summe der Niederdruckteile der einzeln arbeitenden Elektrizitätswerke.

Die Gestaltung der künftigen Elektrizitätswirtschaft, die im Revier von Drohobycz unabhängig geführt werden soll, laßt sich in allgemeinen Umrissen folgendermaßen vorstellen. Die Hauptzentrale für die Energieerzeugung bildet das größte Elektrizitätswerk der Raffinerien. Die kleineren Elektrizitätswerke, die sich bei anderen Raffinerien befinden, bzw bei Industriewerken, die erhebliche Mengen an Heizdampf verbrauchen, werden parallel an einem gemeinsamen Leitungsnetz arbeiten, das diese Elektrizitätswerke mit der Zentrale verbindet.

In diesem gemeinsamen elektrischen System ist ein Elektrizitatswerk bei einer großeren Raffinerie als die Hauptzentrale angesehen, die kleineren Elektrizitätswerke sind demzufolge nur Nebenstellen, wo die Arbeit automatisiert wird und die mit der Zentrale in einem bestimmten technischen und administrativen Verhältnis verbleiben.

Die Suche nach einem System, das die größte Betriebssicherheit geben und sich auch zur Automatisierung der Arbeit eignen könnte, hat zu der Erkenntnis geführt, daß das Gegendruckaggregat der Dampfturbine als Antriebsmaschine mit einem asynchronen Stromerzeuger die günstigste Lösung dieser Frage bringt. Die Turbine läßt sich in diesem Falle leicht regulieren, das Einschalten der Maschine an das

elektrische Netz ist ebenso einfach, wie die Konstruktion eines solchen Aggregates.

Wie sich aus dem Verhalten der asynchronen Aggregate ergibt, werden die Nebenelektrizitätswerke, die ausschließlich solche Aggregate besitzen, nicht selbständig und lediglich in elektrischer Verbindung mit dem synchronen Elektrizitätswerk arbeiten können. Bei asynchronen Nebenelektrizitätswerken wird die Erzeugung des wattlosen Stromes in dem Hauptelektrizitätswerk konzentriert. Bei der Anwendung synchroner Stromerzeuger wird jedes Nebenelektrizitätswerk eine eigene Erregermaschine besitzen. Die Kosten, die mit der Produktion und der Lieferung des wattlosen Stromes verbunden sind, werden einen Ausgleich gegen diejenigen Vorteile darstellen, die dank geringerer Anlagekosten und billigerer Bedienung zu erlangen sind. Bei erheblichen Entfernungen zwischen den Nebenelektrizitätswerken und dem Hauptelektrizitätswerk, sowie bei kleiner Spannung des Fernleitungsnetzes, werden die Vorteile der Benutzung der asynchronen Stromerzeuger geringer und können sogar negativ werden, insbesondere sofern es sich um ein ziemlich ausgedehntes Netz mit ungünstigem Leistungsfaktor handelt. Auf dem Terrain von Drohobycz liegen alle Elektrizitätswerke im Stadtbezirk, also in der Nähe, und die Entfernungen zwischen den einzelnen Nebenelektrizitätswerken und der Zentrale übersteigen nicht einige Kilometer. Insofern sind die Vorteile der Verwendung von asynchronen Stromerzeugern in diesem Falle voll ausgenutzt.

Die Betriebssicherheit des ganzen elektrischen Systems ist in diesem Falle von der Zuverlässigkeit der synchronen Hauptanlage abhängig, wo sich ebenfalls ein Reserveaggregat befindet. Zu den Aufgaben dieses Elektrizitätswerkes gehört also die Lieferung von wattlosem Strom an die Nebenelektrizitätswerke, die Regulierung der Spannung des ganzen Systems und das Ausgleichen der Unterschiede zwischen der Produktion und dem Bedarf an elektrischer Energie.

Die Einfachheit der automatisierten Nebenelektrizitätswerke garantiert einen sehr hohen Grad der Betriebssicherheit, was die Installierung nur eines Maschinenaggregats in jedem Elektrizitätswerk und eine Zentralisierung der Reserven in dem Hauptelektrizitätswerk erlaubt.

Für den Fall eines Unfalles in den Maschinen ist die Speisung der Raffinerien mit Frischdampf aus den Hochdruckkesseln vorgesehen.

Es bleibt noch übrig einige Worte über die elektrische Energiezuleitung von Drohobycz nach Boryslaw zu sagen, wo sich die wichtigsten Abnehmer der elektrischen Energie, die Gruben, befinden. Die Fernleitung wird das elektrische System einiger Kraftwerke im Revier Drohobycz mit den bestehenden elektrischen Anlagen auf dem Gebiete von Boryslaw verbinden. Wie schon erwähnt, besteht in Boryslaw ein Verteilungsnetz, das von der Überlandzentrale in Tustanowice gespeist wird. Die Verbindung dieser beiden elektrischen Systeme entlastet die Fernleitung gänzlich von der Zuführung des wattlosen Stromes. Dieser Umstand besitzt um so größere Bedeutung, als die Antriebsmotoren der Förderanlagen, die bei stark wechselnden Belastungen, sogar mit der Re-

kuperation der Energie arbeitend, einen verhältnismäßig niedrige Leistungsfaktor besitzen. Der hohe Ausnutzungsgrad der Elektromotore auf dem Boryslawer Gebiet sichert dem ganzen System die Möglichkei günstiger Arbeitsbedingungen.

In der folgenden Tabelle sind die Leistungen der Raffinerien für de anfänglichen Dampfzustand von 20 at und 350° C bis 100 at und 450° (zusammengestellt, der Abdampfzustand wird allgemein 4 at ange nommen, wobei man damit rechnet, daß die Temperatur sowie de Feuchtigkeitsgrad erst von den Abnehmern reguliert werden.

Die Berechnung der elektrischen Leistung ist ausgeführt für 100 Zi sternen pro Arbeitstag als mittlere Leistung einer Raffinerie in Dro hobycz; für 35 000 Zisternen als durchschnittliche Jahresverarbeitun der Raffinerien, die etwa 50 % der gesamten polnischen Rohölproduktio ausmacht und schließlich für 50 000 Zisternen als höchstmögliche Ver arbeitungsfähigkeit dieser Raffinerien im Verlauf eines Jahres.

1.		Alternative	I	II	III	IV	V
2.		Dampfzustand t° C	450°	420°	400°	380°	350°
		p at	100	60	45	30	20
3.		Abdampf bis	4 at				
4.		kg pro 1 kWh	7,8	9,0	10	11,7	14,6
5.	Rohöl-verarbeitung	Zisternen pro Tag	Elektrische Erzeugung Mill. kWh				
		K = 100	0,3222	0,2781	0,2512	0,2148	0,1706
6.		Zisternen pro Jahr	Mittlere Jahreserzeugung				
		K = 35 000	113	97	88	75	60
7.		Zisternen pro Jahr Max.	Max. Jahreserzeugung				
		K = 50 000	161	139	125	107	85

Nimmt man die dritte Alternative an, die dem anfänglichen Dampfzustand — 45 at und 400° C und dem Dampfverbrauch von 10 kg kWh entspricht, so beträgt die elektrische Leistung dieser Raffinerien etwa 10 000 kW. Bei Ausnutzung der größten Verarbeitungsfähigkeit der Raffinerie (50 000 Zisternen jährlich) stellt sich die abzugebende Leistung auf etwa 15 000 kW.

Der gegenwärtige Elektrizitätsbedarf des Boryslawer Naphthareviers, einschließlich der näheren Umgegend, kann auf rund 120 Millionen kWh jährlich bei 5000 Betriebsstunden, d. h. also auf 24 000 kW Spitzenbelastung angenommen werden.

Ein Vergleich der Leistung und der Jahresproduktion der Raffinerie-Elektrizitätswerke mit dem voraussichtlichen Bedarf an der elektrischen Energie läßt erkennen, daß die vollkommene Ausnutzung dieser billigen Energie nur von dem Anschluß aller in diesem Revier bestehenden größeren Elektrizitätswerke an die gemeinsame öffentliche, elektrische Fernleitung und von dem Zusammenarbeiten dieser Anlagen abhängig ist.

Summary

The author first gives statistical data concerning the output of oil in the Polish oil fields, as well as regarding the output of oil products in Poland, including natural gas and its products.

The present conditions in the oil fields, and the possibilities of improving the utilisation of the local power resources of the Boryslaw basin are considered in the light of these statistics. Steam power, which has until recently been used exclusively, in the petroleum industry is shown to be extremely uneconomical At present, electrical power is being introduced, in addition to the use of internal combustion engines, with a view to improving the power economy of the oil fields. Experience has shown that the field of application of internal combustion engines is necessarily limited. The electrification of the oil fields offers a means of effecting very considerable economies in fuel and motive power.

Electrical power will be applied still more widely thanks to the simplified electrical oil well equipment now available, the considerable saving in the cost of plant such equipment affords, and the low price of electric current. A means is afforded of reducing the cost of electrical energy by generating current in oil refinery power stations and using at the same time the exhaust steam for refining. The energy so obtained will partially cover the demand for electricity of the oil wells of the Boryslaw basin.

Poland

The Utilisation of Natural Gas in Poland

Polish Power Committee

Dr. R. Witkiewicz

Poland's natural gas resources

The natural gas obtained from oil wells during the first period of their exploitation was not, as a result of the low price of crude oil, used on the spot, and still less were any steps taken for its transportation and utilisation elsewhere; during 1903 about 500 million cub.m of gas were dissipated into the air at the Borysław district. It was not till 1908, with the rise in price of oil, that natural gas began to be utilised for heating the steam boilers used for oil-well machinery.

Polish natural gas is practically pure methane, of a calorific value of 8500—9000 cal/cub.m., and is obtained, both from oil wells and gas borings not producing oil, at pressures attaining 60 or more atmospheres. The yearly production of natural gas in Poland amounts to 460 million cub.m.

Polish natural gas is of two types: "dry" (from Krosno and Daszawa districts) or "wet" (districts: Borysław and Bitków), containing 80—350 grams of gasoline per cubic meter (Fig. 1).

The districts supplying natural gas may be classified into four groups, according to their respective production. In the first group, the

The Polish Oil & Gas District

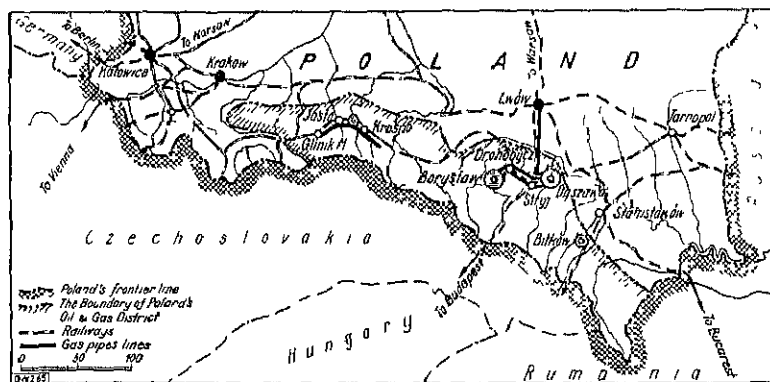



Fig. 1.

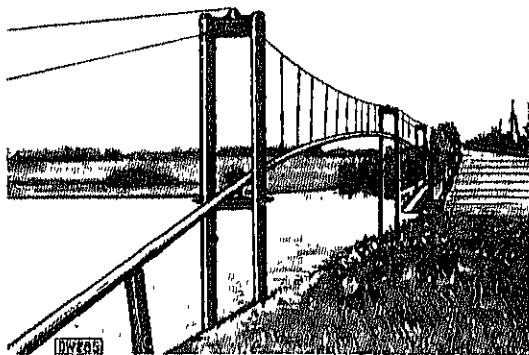



Fig. 2.

entire output of natural gas is used on the spot as fuel either for heating steam-boilers at the wells or for petroleum refineries, the demand for gas in this group is such that it has to be supplied in addition by the neighbouring districts; the most productive district, Boryslaw, belongs to this category, not only consuming its entire own yearly output of 300 million cub. m., but also using yearly up to 100 million cub m. of gas brought by two pipe-lines of a total length of about 100 km from the neighbouring district of Daszawa The Daszawa district belongs to a different group, gas occurring here without oil, and not being to any great extent used on the spot The gas is obtained from the Daszawa borings at a pressure of 60 atmospheres, and this natural pressure is sufficient to send it through the pipes, thus obviating the use of compressors A third group is that of Krosno, in which the quantity of gas supplied, amounting to about 50 million cub m per annum, is conducted to the town and to the industrial establishments by a pipeline of 65 km length In this group, the quantity of natural gas is inadequate for local demands, necessitating the conveyance of coal from the coalfields in Dombrowa and Upper Silesian districts. Finally, the fourth natural gas district is that of Bitkow, situated furthest to the east. This district has a potential output of 50 million cub. m. per annum, but as a result of the absence of factories, and of the sparse population of this district, the local consumption of gas is very small the gas is largely stored, as owing to the distance separating this district from any larger consumers the construction of a long pipe-line would not at present be profitable.

Transport of gas

The production of natural gas in the above mentioned oil-less district of Daszawa was found to be so great that recently a 7 inch pipe-line 81 km long, was laid via Stryj to Lwów, with a conducting capacity of 70 million cub. m. yearly, for the object of supplying gas, in cooperation with the municipal Gas Works, for both house-

hold and industrial purposes, to the town of Lwów. The route of the pipe-line is chosen not only to be the shortest, but at the same time to permit the supply of gas to the districts through which it runs and to neighbouring ceramic factories. The pipes of a diameter of 158/168 mm, are welded by water-gas, and tested for a pressure of 60 atm. A test pressure of 150 atm would cause an expansion of 3 mm in the diameter of the pipe. Chemical analysis of the material of which the pipes are made showed the presence of: 0,091% C, 0,450% Mn, 0,027% P, 0,025% S, and 0,101% Cu. The separate lengths of pipe, each of 5—6 metres, are welded two together at the steel works, while at the point where they are to be laid they are welded end to end, giving welded lengths of 1000 metres, and such lengths are connected together by stuffing boxes with rubber packing. Practice has shown that alterations in the length of the pipe-line, due to temperature changes, are, apart from the stuffing boxes, compensated mostly by the elasticity of the pipe-line itself. The pipe-line is protected from electrolytic action by covering with a paste containing ozokerite. On the completion of the line, it was tested for air-tightness at a pressure of 30 atm. Valves are placed every 4—5 km along the line, which is also fitted with water, sand, and gravel separators. In crossing rivers, whenever the pipe-line did not run along a bridge, it was suspended on steel cables as shown in Fig. 2.

Utilisation of gas as fuel

The "dry" natural gas is used above all for the heating of steam boilers. English (Hunter's), American (Gwynn's) and Polish (Styczeń's and Mermon's, Figs. 3 and 4) burners are used for this purpose. Experiments conducted by the Thermal Research Institute of Borysław, and by the Boiler Inspection and Maintenance Association in Warsaw, on

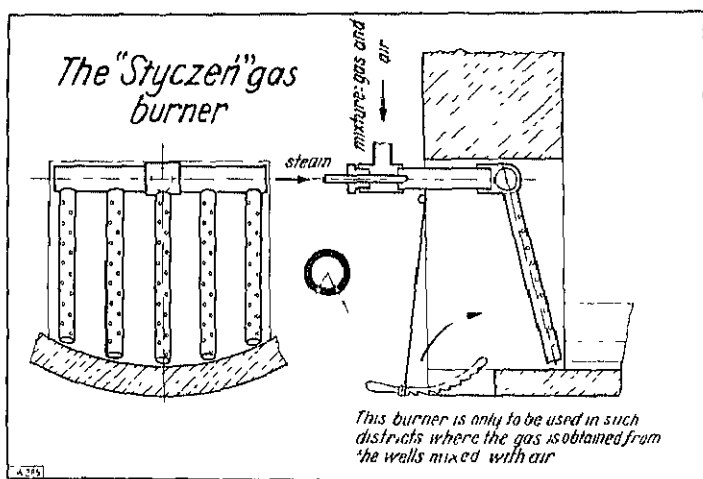



Fig. 3.

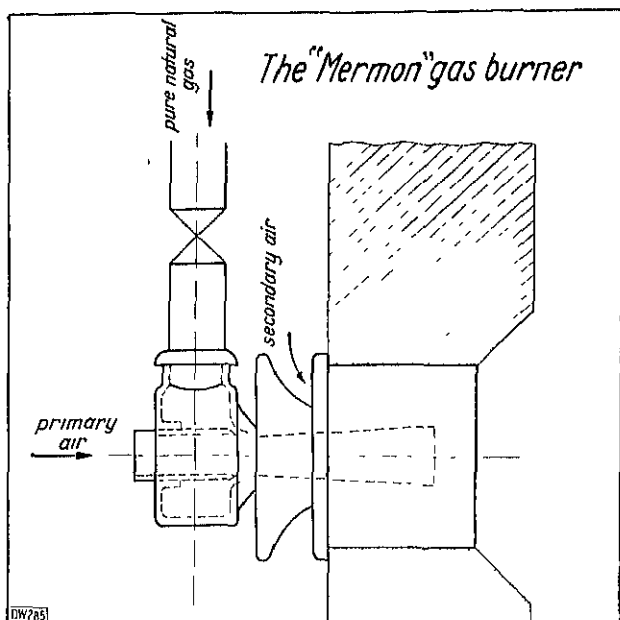



Fig. 4.

natural gas burners have yielded a great amount of practical information as to the method of burning, the discovering of losses due to incomplete combustion of methane, etc., as well as the determination of the optimum rate of flow of gas for different burners.

The total capacity of electric power stations using natural gas as a source of motive power amounts to 30 000 kW, but all these power stations also consume coal, either because of their desire to possess an active reserve, or due to the types of boiler already installed, which do not allow of the use of gaseous fuel.

Very large industrial consumers of gas are those food-stuffs industries and ceramic factories, which are normally served by gas generators, and which, as a result of the substitution of coal fuel by gas improve the quality of their products. The degree of utilisation of the pipe-line for industrial purposes amounts on a yearly average to 70%, but at certain periods of the year attains 100%

Natural gas is also very advantageously used in metallurgy for the melting of metal, for the heating of hardening and annealing furnaces, for the cementing of iron etc The furnaces fired with natural gas differ slightly from those used normally, in view of the higher calorific value of natural gas, of the need for a greater supply of air, and of the necessity for the careful regulation of the latter. The use of natural gas among such consumers is not so great, amounting on the average to about 30 %, and this has its effect on the tariff applied.

The price of gas for industrial purposes amounts to 0,04—0,07 zlotys per cub.m. (ca. 0,0045—0,008 U. S. A. dollars per cub.m.)

Natural gas is also used in Poland for household purposes, either directly, in towns and villages not possessing their own gas-works, or indirectly, by reducing the calorific value of natural gas in municipal gas-works, thus retaining the possibility of supplying industrial concerns directly with undiluted gas.

Special burners would have to be used for the burning of undiluted natural gas in home stoves and kitchen ranges, as the ordinary ones used are, as a result of the high calorific value of natural gas, unsuitable, and there is also the question of safety, since natural gas is practically odorless.

In order to dilute the natural gas, when supplied for household purposes, producer gas from the municipal gas-works is used. The introduction of natural gas into the municipal gas-mains has made it possible to reduce the price of gas by 25 % already during the first period of its use, with the possibility of still further reductions. Under present conditions of construction of domestic stoves and fires, a price of 0,12 zloty (0,0135 U. S. A. doll.) is the lowest possible at which natural gas can compete on a larger scale with coal.

The industrial preparation of natural gas

As far back as 1899 Mr. *Wolski* elaborated in this country and patented a method of condensing the higher hydrocarbons present in natural gas, by the repeated compression and cooling of the gas, but his invention was not at the time applied in Poland. It was not till 1914 that the first factory for the separation of gasoline from gas was built at Boryslaw. Its yearly production now amounts to about 30 000 tons. The method mostly used is that of adsorption on activated coal, but apart from this, according to the local properties of the gas, the oil and the compression methods are also employed. The gasoline so separated from natural gas covers about 30 % of the demand of the Polish market for motor spirit.

Quite recently, the production and use of "Gazol", a mixture of liquid propane and butane obtained from natural gas, has come to the fore in Poland. Gazol is a very good product for the carburation of water-gas or producer-gas, for welding or cutting metals, in place of acetylene, for the supply of gas to houses and buildings not connected with gas-works, etc. A cub. meter of gaseous Gazol weighs 2 kg and has a calorific value of 25 000 calories.

Natural gas may be regarded as the most technically perfect form of thermal energy, furnishing not only an excellent fuel, for which no substitute exists in many branches of industry, but which also possesses very many other advantageous features, such as ease of regulation, the possibility of easily increasing the intensity of firing, smaller cost of service, the obviation of the necessity of cleaning fire bars, removing clinkers and ash, etc.

Zusammenfassung

In Polen werden als natürliche Energiequellen Erdgase verwendet, die hauptsächlich aus Methan bestehen und die einen Heizwert von ca. 8 500 bis 9 000 kcal/m³ besitzen. Gegenwärtig beträgt die Erdgasproduktion 460 Millionen m³.

Die Erdgase werden vor allem in rohem Zustande als Brennstoff in Naphthagruben und Roholraffinerien verbraucht oder mittels Ferngasleitungen gefördert, um einzelne Städte und Industrieanlagen zu bedienen. Kürzlich wurde eine Ferngasleitung von 81 km von Daszawa nach Lwów verlegt; die Erdgase werden dort, mit armen Gasen gemischt, in das stadtische Gasnetz geleitet.

Ein Teil der Erdgase wird in Gasolin und Gasol (eine Mischung von flüssigem Butan und Propan, die einen Heizwert von 25 000 kcal hat) verarbeitet, und in dieser Form als flüssiger Brennstoff oder für technische Zwecke verbraucht.

Russia

Characteristics of the Heat and Power Equipment of the Leningrad State Electric Generating Plants controlled by "Electrotok", and some Conclusions derived from Operating Experience

Central Electrotechnical Council

E. N. Jakovlev

The Leningrad electric stations work on peat, Donetz coal and fuel-oil, the two former classes of fuel being the usual combustibles, while fuel-oil is only used during maximum and peak loads.

In accordance with the general trend of the national economic policy, which provides for a large scale utilization of local fuels, peat is annually gaining a more prominent place in the economy of generating plants In 1924/25 it represented 13.2%, and in 1927/28 42.5%, of the total fuel consumed for current generating purposes. Peat is extracted at the neighbouring bogs (within a radius of 150 km), the aggregate useful area of which totals 146018 hectares. In contrast to the varieties occurring in the Central Industrial Region, this peat is relatively young, less decomposed and also less dehydrated. Regular analyses of samples supplied to the storehouses and subsequently burned in the boiler plant, show a gradual improvement of the thermal properties of the fuel This is due to the steps adopted by the "Electrotok" for improvement of the peat industry.

The peat is usually machined, and in the last seasons the working of hydropeat has been making considerable headway.

During the season of 1929 preliminary experiments for extracting peat by the pneumatic method patented by Prof. *Marakier* have been carried out and have given entirely satisfactory results.

Thus, the working calorific value of peat in the North West Region, depending on moisture amounts to 3250 cal. If there be heavy rainfalls in the summer the moisture content will average 40%—45% (after a dry summer the respective figure is somewhat below 30%) and the calorific value will respectively dwindle to 2500 cal.

Donetz Coal is chiefly burnt in chain grate stokers. The following classes are used: type "G" (gas-producer) and "PJ" (bituminous coal). The above types belong to the standard U.S.S.R. specifications.

It must be said that Donetz coal shows the following characteristics: its distinctive properties are subject to wide variations even within

Table 1

Approximate Analysis of Peat supplied to the Stores of Electric Stations (Data of the Thermal Laboratory of Electrotok)

Locality	Mean calorific value of absolutely dry peat			Analysis of absolutely dry peat			W^p
	1925	1926	1927	C	H	A	1927
Siniavino:							
machin.	5375	5390	5500	56.82	5.72	3.8	30.8
hydropeat	—	—	5300	54.00	5.70	6.99	31.2
Borisova Griva	—	5360	5517	56.32	5.81	3.61	27.6
Rahya [1]	—	5370	5370	55.61	5.73	3.48	30.9
Bloodnoie	5276	5100	5471	55.36	5.61	3.72	32.7
Torfianoj Post	—	5245	5260	54.49	5.60	4.00	28.0
Shoovalovo	5031	5210	5300	54.72	5.53	3.17	32.4
Oboochovo	—	5098	5120	52.72	5.60	3.24	27.9
Lyuban	—	5458	5506	57.13	5.71	3.11	31.5
Lachta [1]	—	5357	—	54.16	5 63	7.64	26.8
Ostrov	—	5345	—	55 4	5 52	7.47	32.1
Average	5313	5357	5435	55 8	5.74	3.71	28.4

[1] Analyses for C, H and A refer to the excavation of 1926 and have not been included in the average value.

the range of one and the same grade, which becomes signally manifest in the course of the combustion process when different caking power, escape of volatile matter, and other characteristics are witnessed in respect to the same class of fuel. Along with this feature, it may be stated that the ash of Donetz fuel is fused with comparative readiness and facility

The said characteristics on the one hand involve difficulties for the attending staff and, on the other hand, they set a certain limit to the adoption of such technical measures which should otherwise be more substantially developed (i. e. the temperature of preheated air supply etc.). The analysis of coal supplied by different pits is to be found in the following table:

Table 2

Mark "G" (Analysis of the Thermal Laboratory of "Electrotok")

Shipped from	Quantity tons	Mean Values					
		W^P	A^P	V^r	S^t_o	Q^t_i	Q^r
Bejanovka	63 814.17	6.14	13.58	31.17	2.94	6.295	8.170
Mandrykino	15 692.70	11.95	11.55	33 28	2.93	5.730	7 880
Belgian Siding	1 300 79	6.08	16.29	30 27	3 05	6 125	8.225
Toshkowka	2 637 00	7.08	12.75	33 47	3 15	6.255	8.080
Gradovka	1 863 50	7.11	11 44	30.12	1.03	6.270	8 030
Popasnaia	2 619.50	4.20	16.69	29.50	3 07	6.315	8.400
Rootchenkovo	599.73	5.68	10.60	32.80	2 68	6.675	8.305
Grishino	310.22	7.00	10.25	30.50	1 32	6 140	8.180
Total	91 837.61	7.16	13.34	31.49	2.95	6.190	8.125
Mark "PJ"							
Popasnaia.	2 575.1	3.86	9.10	20 40	2.80	7.070	8.460

The above analyses refer to test-samples taken from railway trucks. If the fuel is exposed to the inclemencies of the weather while stored in the open air, the moisture contents will obviously increase, rising up to as far as 12 to 13% in the winter months. The original characteristics of the coal will also be subject to change. However, with peat the process does not go as far as that. Contrary to the widespread belief that peat is to a certain degree hygroscopical, special investigations have shown the increase of moisture content to average only 3—4%, which is readily explained by the fact that a crust is formed over the peat whereby further infiltration is prevented. No appreciable changes were evidenced in the organic matter of peat: through freezing the peat mass only becomes more friable and the specific gravity of the substance tends to decrease. With coal, conditions were found to be markedly different: here we may mention the phenomena of oxidation, weathering, spontaneous heating and occasional spontaneous combustion. According to the observations of the Thermal Laboratory of the "Electrotok" the existing temperature in coal piles usually averaging 47° and sometimes rising to 60° (as shown by the readings) is fully capable of causing marked changes in the organic matter. That is why special precautions have to be taken, of which the main one is never to surpass the height of 1.5 meters when setting up a pile. As a result of these changes in the organic matter, the stored-up quantity of coal is somewhat increased by weight, the increment averaging from 2 to 2.5% per annum. The increase occurs at the expense of higher moisture content and involves a relatively larger decrement of calorific value.

The mazout (fuel-oil) supplied to the Electric station has the following properties:

C_p	H_p	W_p	Q_{hp}	Specific gravity
84.5	12.2	2.5	98.00	0.9

As already pointed out above, mazout is used in the hours of peak load, which is explained by the facility with which this fuel is handled and the consequent economies derived in the boiler-room.

How far the efficiency of mazout combustion actually goes, can be easily gauged from the results of special comparative experiments on oil-fed versus coal-fed boiler sets. It was found that, beginning from the moment of firing, the efficiency of an oil-heated boiler tended to increase with much greater rapidity than was the case with a coal-heated boiler. This difference between the values of the two efficiencies may be expressed in terms of a certain amount of fuel, which must needs be additionally expended on peak work with coal-heated boilers if the same capacity as with oil-heated boilers is to be obtained. As to the influence of the peak work of coal-heated boilers upon the overall efficiency of the station, same depends on the type of the load curve, the ratio of the number of peak boilers to the number of main boilers (that is the ratio of periodically working boilers to those in continuous operation) and on the length of operation of the peak boilers. On the

average, for "Electrotok" and only for coal-heated boilers, we may assume this deterioration to be of the order of 2—3 %.

The *Thermal equipment* of the individual constituent generating plants differs widely both in regard to design and to plant capacity.

The *Boiler-rooms* are provided with horizontal water tube boilers (nearly exclusively of the Babcock & Wilcox marine type) and also vertical water tube boilers.

In regard to sq. meters heating surface, the first of the said types fluctuates about 550 sq. m. (440—660 sq. m) and is adapted for the combustion of coal on a chain grate and also for burning fuel oil (with vertical and horizontal direction of flame). At Generating Station No. 1 (Ogorodny 76) there is a Babcock & Wilcox experimental boiler working on pulverized fuel manufactured by Rema (Vamico Mill).

All the boilers of this description are fitted partly with Green economizers partly with those of the Babcock type located above the boiler. Part of the boilers are equipped with air-preheaters of the plate type On one of the boilers a rotating preheater has been installed with horizontal axis of the Ljungström type. The mean rate of evaporation per sq. m. per hour fluctuates in the neighbourhood of 30 kg, the pressure being 15 atmospheres and the temperature of steam about 325 to 350°. It was observed that the prohibitive rate of evaporation causing deformation in the lower row of tubes was 45 kg/m²h.

Of late, the former (horizontal type) is ceding supremacy to the vertical type, the design of the latter being by far better adapted to the combustion of peat with a high content of volatile matter (approx 70—80% in the organic matter) and also on account of greater possibilities afforded for increasing the rate of evaporation per unit heating surface

The 6 Harbey boilers with 4 drums each of 420 sq. m. erected at the tramway station, after 10 years operation showed nearly simultaneously in all boilers visible signs of metal fatigue in the rigid joints between the drums and also in the old type dished heads. The trouble was eliminated by substituting flexible joints and elliptic dished heads

At City Electric Station No 1, boilers manufactured by the Metal Works, of 750 sq m heating surface have been installed Each is fitted with side and front water walls according to the tracings of the American firm "Combustion" The boilers are intended to work on pulverized fuel (Raymond Mill) Pressure of steam 15 atm, temperature 375°.

The generating plant "Red October", now under construction, will have Butner boilers, heating surface 1750 sq. m., pressure 28 atm, temperature 375°.

In this type the economizers and air preheaters are behind the boiler Normal evaporation 50 kg

The combustion of coal is effected on Babcock chain grates with Nyeboe & Nissen natural draft and underfeed fuel supply. Both these systems are being gradually displaced by grates designed by Engineer

M. A. Kazakov, on the staff of "Electrotok". In regard to capacity, it may be pointed out that instead of the normal 100—125 kg per square meter grate area, sectional blast provides the figure of 185—190 kg for Donetz coal, and as much as 250 kg coal per sq.m. if Polish nuts are made use of.

The size of the combustion chamber has also a large influence upon the economy of the process. The original size of the combustion chamber under the boilers of the First City Station was as follows:

20m³; ratio to grate area 1,5 m³/m², the rate of heat liberation per m³ being 400,000 cal. of which 12,500 cal/m³ were wasted on account of incomplete combustion. On these grounds it was found expedient to increase the furnace volume by raising the boilers to a height of 1.5 m. Results for the grade of coal tested have shown the most efficient rate of heat liberation per m³ to equal 325,000—350,000 cal, with ratio to grate area 2.1 m³/m², the waste being 7,500 cal/m³ i. e. the losses through chemical incompleteness of combustion per m³ are decreased by 40%.

Of recent date the disc furnace developed by Prof. *T. F. Makariev* has been applied to peat-heated boilers. The results were found quite satisfactory.

Owing to its low cost —twice as cheap as chain grates— the disc furnace is sure to further the mechanization of peat combustion at small-scale plants.

Much care and forethought was required for solving the problem of air preheating and the introduction of respective appliances into the existing boiler plants, apparently rather unsuitable for the purpose

From an operating viewpoint it was found that the most profitable temperature of preheated air was that of 120—130° C Higher temperatures were found liable to involve trouble and even a breakdown of the grate. Besides, here was noticed the above mentioned property of the Donetz coal — the fusibility of its ash which often flooded the space between the grates. With the said preheating the ratio of boiler surfaces and air preheater approximates unity.

Evidence derived from the experiments of the Thermal Laboratory shows the values depending on velocity of heat conductivity to rank as follows:

Table 3

Coefficient of Heat Conductivity	Velocity m/sec Air	Gases
8.2	5.25	7.5
12.3	8.00	6.0

The rotating preheater of Ljungström when put into operation very soon became clogged (the blower arrangement furnished at the same

time proved defective) so that some of the heating plates had to be removed. Since then, the unit has been showing satisfactory performance, the temperature supplied rising up to 160° C.

According to test-data the increase in plant efficiency due to the installation of new equipment in the boiler room was found to equal 8 %. The tests were conducted using Polish nuts, and the temperature of the air was 158°.

Table 4

Heat Balance

	With preheater	Without preheater
Overall efficiency of plant	83.7	76.7
Losses itemized:		
Flue	4.5	10.6
Incomplete combustion	3.3	3.0
Siftings through grate bars and unburnt fuel	2.4	2.0
Escape and cooling .	6.1	7.7

The initial fears in regard to the lining losing its refractoriness immediately the temperature of combustion was to be raised in connection with air preheating were not corroborated by subsequent evidence, and experiments conducted by City Station No. 3 showed that the resistance was in no way victimized even when oil fuel was made use of, the air-preheating being carried to 100° and the air excess, $a=1.25$. Evidently all the necessary precautions were taken and the channels in the brickwork were duly water-cooled. All the while the temperature in the furnace was kept at 1550°

Special advantages can be expected if the air is preheated for the combustion of moist peat This has actually been foreseen in the plans of the "Electrotok" for the Red October plant which provide for a temperature of air of as much as 250° C. Thus, the "Electrotok" is the first body in the U.S.S R. to have set and solved the problem of industrial scale peat combustion, and we may confidently say that this organisation is one of the pioneers in the field of applying high temperatures of air to the combustion of fuels in chain grate stokers.

As to the problem of the comparative advantages of the chain grate stoker versus pulverized combustion — no definite practical issue which would solve the question under "Electrotok" conditions has as yet been found.

Indeed, the experiments conducted at the Rema Mill have only confirmed that with hot air heated to 100°, ample possibilities are afforded for burning moist coal ($W_p = 12\%$) without the utilization of special drying plants.

The operating efficiency of the boiler-plants is subject to marked fluctuations depending on the kind of equipment, the grade of fuel,

the type of load and other factors. At City Stations No. 1, 2 and 3 usin coal and oil fuel the efficiencies fluctuate within the range of 75—78 % (Station No. 3, using only oil fuel, gave a mean annual efficiency of 84 % the load being exclusively illumination).

For Stations No. 4 and 5, using peat, the efficiency is 72 to 74 %.

Results of Tests carried out by the Thermal Laboratory

1. *On Coal*
Station No. 1

Kazakov Chain Grate	Marine type Babcock & Wilcox boiler, heating surface 553 m², mean rate of evaporation 30.1 kg sq. m/h, temperature of air 100°, efficiency 87.5 %

2. *On Oil Fuel*
Station No. 3

Atomizer (mechanical)	Stationary Babcock & Wilcox boiler, heating surface 589 sq. m., mean rate of evaporation 27.5 kg sq. m/h temperature of air 125°, efficiency 90.5 %.

The *Engine room* equipments of the different stations are far from being uniform both in regard to type and capacity. All operating turbo-generators were installed after 1911, the other units having become obsolete.

Nearly all the turbines have been subjected to overhaul and most of their working parts such as blades and discs have been replaced. In regard to design, the old type turbines may be said to have become obsolete and they certainly arouse no interest. Much more interesting are the turbines of modern design erected in 1926 and 1927. They are: a 10,000 kW turbine manufactured by the First Briansk Machine Building Works and a 30,000 kW turbine of the Metropolitan Vickers Works. The former unit built along the lines developed by Prof. *Losel* is of a double cylinder type rated for 14 atm and 350°, 3000 r. p. m.

Soon after the 10,000 kW turbine began running under load, after the generation of about 1,100,000 kWh it was urgently shut down by request of the manufacturers, for changing the blades. This turned out to be quite timely since on dismantling the machine serious defects were found on the blades, which threatened to cause a total breakdown if not obviated in time. After the generation of 2,320,000 kWh more, the third diaphragm of the high pressure cylinder likewise ran down and had to be replaced.

After these defects were eliminated, an inspection test was carried out on November 29, 1927 the results of which are tabulated below:

Table 5

Load Specific Expenditure	5000 kVA	7500 kVA	10000 kVA
1. Guaranteed $p = 14$ atm, $t = 350°$; water 15°	4.74	4.54	4.36
2. Under experimental conditions $p = 13{,}5 - 14$ atm $t = 311 - 325$; water 3°	5.16	4.94	4.92
3. Reduced to guarantee terms	5.134	4.937	4.930
4. Difference in % less clearance	+ 8.66	+ 8.81	+ 12.84

Since the said inspection test and up to the present time, the turbine affords fully reliable service

The double cylinder Metropolitan Vickers (15 atm, 325°, 1500 r. p. m.) has revealed excellent operating characteristics. While working on the regenerative cycle during acceptance tests on 21. May 1929 the turbine showed the following results:

Table 6

Load Specific Expenditure	10 000	15 000	20 000	25 000	30 000
Guaranteed $p = 14$ atm temp. $= t$ 325° vac $= 96\%$	5.514	5.106	5.021	4.983	5.130
Under experimental conditions p - 12,9—13,7, temp - 304,7- 312,1, vac 95,7- 96,9 %	5.382	5.145	4.981	4.929	5.037
Reduced to guarantee terms	5.3026	5.053	4.935	4.830	4.934
Difference %	3.85	— 1.03	— 1.72	3.06	3.82
Temperature of condensate	69.5	75.11	82.96	86.01	92.91

An interesting and new structural feature of the plant were steam-jet air ejectors. With all simplicity of maintenance, they were found to be highly sensitive in regard of all variations in load, sometimes even causing a breakdown of the vacuum. Though such emergencies were relatively rare, much trouble was always occasioned, since to restore the vacuum was a difficult affair necessitating a complete stoppage of the turbine. Similarly, under small load conditions cold water had to be added to the condensation water in order to prevent vacuum breakdown which here again was likely to occur in the ejectors.

Special mention should also be made of the experimental heat power plant materialized at Station No. 3 (Fontanka, 104). An old Brown Boveri turbine erected in 1914 was made use of for this purpose (12 atm 275° and 2500 r. p. m., capacity 680 kW). The turbine was supplied with a condenser remodelled to suit a poor vacuum. The condenser was manufactured by the Leningrad Metal Works and on the whole resembled steam preheaters of circulating water with a temperature of about 50° at the inlet and 80—90° C at the outlet.

A pump mounted on the return pipe drives the heat-carrying circulating water into a network of heat mains which supply heat to dwellings and other premises as well as for household requirements.

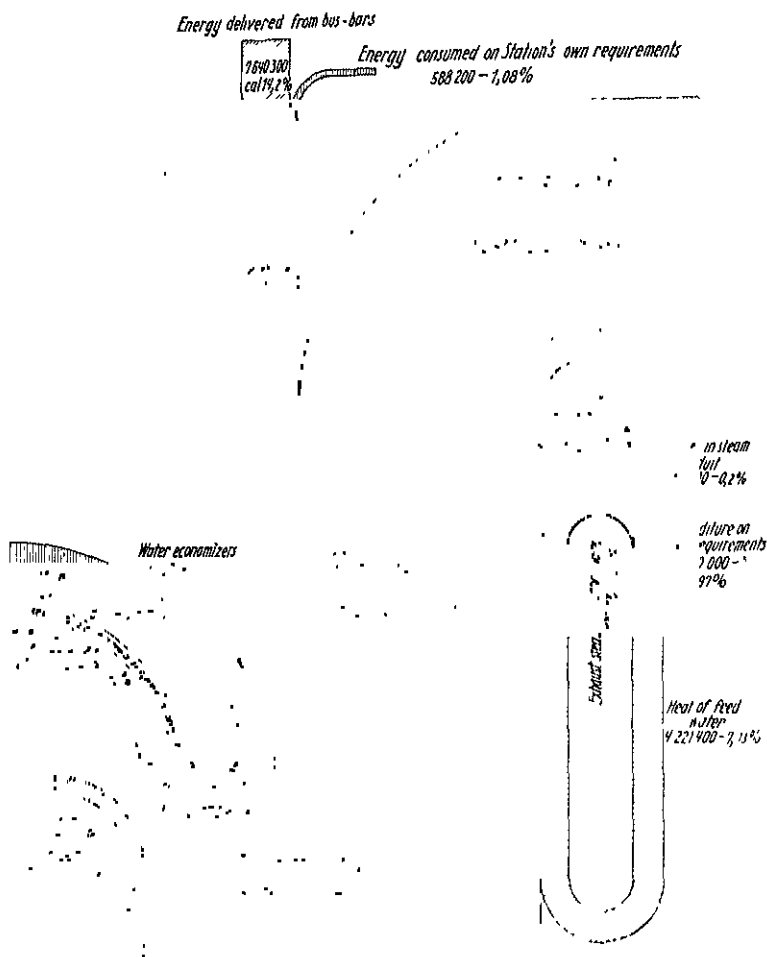



Fig 1. Heat balance. Daily operation of the First City Station (Mean load 10 000 kW) as tested June 20, 1928

Since the annual heat requirements are at present (1929/1930) 75 × 10^9 cal., the length of the lines extending over 11 km, it has been found that the capacity of the said turbine falls short of the actual demand.

Accordingly, prior to the erection of a new 5000 kW Laval turbine (whose erection is scheduled for 1929) which is to work on a counter-pressure of 1.2 and 2.4 atm abs., the canalization has to be fed by discharging live steam into boilers.

The heat mains are of entire-drawn iron piping dia. to 10″ (averaging 6 to 7″) with an outside lagging of cork. They pass through special underground concrete lined channels. According to tests, the heat losses incurred in these mains were 1° C per km, the rate of speed being 1.5 m/s (in calories per sq. m. 150 cal/h on the feeder line, 50 cal/h on the return line).

In the spring of 1929 the Thermal Laboratory undertook extensive tests of the heat canalization, the results of which are represented in the form of a heat balance (Fig 1).

Table 7
Heat Balance

Item No.	Tests	Calories	%	Calories	%
1.	Amount of heat supplied to the main and auxiliary turbines and to boilers for live and exhaust steam	13 670 310	100	11 170 860	100
2.	Heat equivalent to generated el. energy	542 500	4 0	332 650	3.0
3.	Amount of heat imparted to circulating water in condenser and boilers for live and exhaust steam	11 162 980	83 8	9 487 860	84 9
4.	Total heat utilized . .	12 005 480	87 8	9 820 510	87.9
	Efficiency of Heating Plant				
5	Losses on radiation of main turbine, condenser and boilers for exhaust and live steam	31 500	0.3	31 500	0 3
6.	Loss on oil cooling .	23 080	0 2	26 130	0 2
7	Amount of heat in cond water returned. .	11 999 110	10 9	1 209 970	10 8
8	Mechanical work of turbine pump . . .	58 820	0.4	53 150	0 5
9	Loss on radiation of auxiliary turbine, steam conduits, internal losses in turbine and unaccounted for .	48 990	0 4	26 300	0 3

The performance of the turbine proper may be seen from the following table·

Table 8

Load . . . . . kW	532	341	186
Specific expenditure of steam on turbine and auxiliary plants in terms of kg kW/h . .	19.77	24 06	33 11
Per 1×10^6 calories heat energy generated in in kW/h	100	81 5	60.0
Efficiency of heat electr. turbine in relation to heat of steam	87.74	87.7	59.24
Efficiency of heat electr. turbine in relation to heat of fuel	59.2	59.2	59 24

The economy in the operation of the stations with equipment fuel as outlined above averages 12—15 %.

The endeavours of the attending staff and a systematically forced heat control have brought about considerable achievement compared to the pre-war status when the problem of fuel econ never occupied the rank which is attributed to it nowadays. For stance, in 1913 the specific expenditure of coal (of 7000 cal.) at stations averaged 1.17 kg, while in 1925, — with the same equipm though worn out, — and with irregular Donetz coal instead of steady English the respective amount equalled 1 00 kg. The up date equipment presently introduced at the electric stations (sucl the above mentioned 10,000 and 30,000 turb. air preheaters, ash gr etc.) had rendered it possible for individual stations to run down 0.83 kg/kWh.

The parallel work of steam driven plants with the Volkhov hy electric scheme tells upon the general increase of specific fuel out by 4 to 5 % owing to the necessity of keeping up a heat reserve

In the generating plants now under construction wide use has b made of modern operating experience and accordingly the follow principles have been closely adhered to in the location of all necess measuring devices:

1. The dials of most important recorders meant for characteris the performance of the plant as a whole are centralized

2. Items of one and the same class are strictly localized

Thus, the central control room of the Red October Station conta panels descriptive of the operating conditions in boiler house, engine h pumping station etc. The apparatus permits the operator to see at a time the absolute and relative loads of every unit, and to check t operating conditions and efficiency of heat processes Besides, a featu entirely new to the U S. S. R — the control room contains lumine sketches of all steam conduits.

In the boiler department as well as in other places, the necess special control panels are duly provided and recording instruments a so arranged as to:

1. Draw the attention of the operator to the fundamental readi characteristic of the given process.

2. Afford scientific management of the operator's work

3. Assist the operator in the discharge of his duties

4. Help him in visualizing any trouble

The central control room is in direct telephone contact with eve individual operating center so that the necessary guidance a control from headquarters are adequately provided for

In the operating electric station control of heat processes has be developed in so far as the existing technical equipment would warrant

Besides, the equipment for heat control just outlined, the pra tical work of electric stations comprises permanent scientific expe mentation tending to cater for the wants of both everyday exploitati

as well as the erection of new plants Since all the constituent stations are located within the city area, it has become possible to concentrate all such research in a single organisation — the Thermal Laboratory — where the best and most powerful apparatus are brought together and with which every local heat-and-power engineering group is in permanent and close touch. Having barely begun investigating the fuels to be fired under the boilers of Leningrad Stations, the Laboratory is now gradually encompassing all the other fields of central station operating practice.

The work of the laboratory proper presently consists of the following items of physical and chemical investigation:

1. Ultimate analysis of fuel
2. Ultimate analysis of insulating and lubricating oils.
3 Analysis of water and condensation.
4. Tests of lagging and refractory materials

Coupled with its everyday work the laboratory is also elaborating a number of purely research problems such as

1. The deterioration of fuels when subjected to storage.
2 Re-claiming waste lubricating and insulating oils.
3 Study of various kinds of thermal lagging and the service of refractories.
4. Mechanization of fuel sampling etc.

Still another field of work is the carrying out and supervision of thermotechnical tests at electric stations, boiler houses, engine rooms and in the plant as a whole Some of the conclusions arrived at in this connection have been incorporated elsewhere in the present paper

The tests are grouped in accordance with the object pursued and they may be conveniently classed as follows

1 Investigations of powdered fuel combustion,
2 ,, of air preheaters,
3 ,, of the effect produced by the size of the combustion chamber upon the process of combustion,
4 ,, of the economy and general operation of chain grates with different classes of fuel.

Furthermore, the Thermal Laboratory is in charge of rating all equipment, such as boilers, turbines etc.

With a view to analyzing with greater adequacy the individual efficiencies severally affecting the overall efficiency of the whole plant, daily tests of a whole station are being carried out where the total number of workers engaged sometimes amounts to as much as 100. (Among these individual efficiencies besides those in common use, as the efficiency of boilers and turbines, it is worth mentioning a very convenient efficiency introduced by the Thermal Laboratory i. e. that of the thermal flux of steam equal to the ratio of the total heat content of steam input to the turbine: — to the heat content of steam leaving the boiler house; this efficiency whose numeric value is always below

unity accounts for both quantitative and qualitative losses on the w from boiler room to turbines.)

In the process of its gradual growth and development, the Therm Laboratory has undergone the following successive stages:

1. Organisation of physical and mathematical investigations
2. Supply of stations with chief varieties of recording apparatus.
3. Investigation of the existing plants.
4. Organisation of experimental heat-and-power branches at th constituent stations.

The last stage is to set up special heat-and-power branches an laboratories at the stations which are intended to carry out therm technical work. Thus, the main principle of the work of the "Elec trotok" — the promotion of scientific management and research - embodied in the virtual co-ordination of the activities of the Centra Thermal Laboratory with the work of the non-centralized power group in the field.

As to the scope of activity of these branches, the following majo items belong to their sphere of work:

1. Rationalization of storage.
2. Economy of fuel-combustion.
3. Granting awards for fuel economy
4. Calibration, repair and supervision of heat-controlling instrument
5. Control of the combustion process, incrustation abatement etc

Any further development of heat control understood in a broa sense, would necessarily involve automatic control of the boiler plant In order to decide whether such automatic control is compatible wit the peculiarities of Donetz coal the "Electrotok" is undertaking th erection of the Rootchko automatic control said to be installed on on of the boilers of Station No. 1 with a chain grate.

In the preceding pages we have endeavoured to feature the thermo technical equipment of the "Electrotok" and now we intend to discus the general tendencies in regard to new constructions and extension o the existing plants.

The development of thermo-technical equipment in operating sta tions is pre-determined by their location in the midst of a thickly populated city area.

Such factors as shortage of circulation water, insufficient accomo dation for storage plants etc. set a natural limit to the capacity of a given station. The issue proposed by "Electrotok" is to pass over to higher pressures of about 100—130 atm for which purpose it has been planned to provide a series of pre-connected turbines whence the steam, after passing a system of steam preheaters, is discharged to the existing turbines.

In connection with this, as regards raising the capacity of plants, it is proposed to carry into effect a considerable increase of heat generating plants whose heat is used both for domestic and industrial pur-

poses. For both these purposes it is proposed to work with counter pressure or poor vacuum (0.8a.—1.2a.) and also with steam to be bled off at the intermediate stages (up to 7a.).

The said measures may raise the capacity of, say, Station No. 1 from the present maximum of 75,000 kW (depending on water) to 115,000 kW.

When discussing the problem of fuel handling at Station No. 3, where no sidings are provided, the suggestion arose that this plant be remodelled to serve only as a heat generating substation.

In this case the heat generated at neighbouring Station No. 1 would be transferred by a special conduit into the heat mains of Station No 3.

In connection with the scheme of peat gasification and the conveyance of peat gas directly from bog to furnace, the "Electrotok" has allotted considerable funds to a scientific research institution which is now to solve highly important and complex problems.

Generally speaking, in the operating practice of the "Electrotok" close contact has always been maintained with the research work of scientific bodies and their assistance has always been sought whenever doubtful problems of operating and constructional practice have arisen

After having made ample use of all available technical possibilities for extending the existing city station with a view to supplying the energy requirements of the Leningrad industry the "Electrotok" is now transferring its new construction work into the area of the great peat bogs

As to the construction plans evolved by the "Electrotok" in the domain of creating new peat-fed central stations, — these had best be learnt from the project of a regional electric station in the Nasia bog region to generate 200,000 kW and adequately described in the paper of its technical director I. I. *Kotomin*

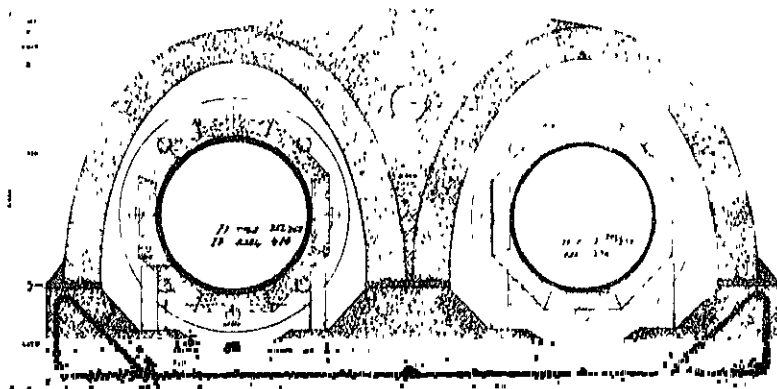



Fig 2 Cross Section of Ferro-Concrete Conduit with Inlaid Lagged Heat-Carrying Mains for Hot and Cold Water.

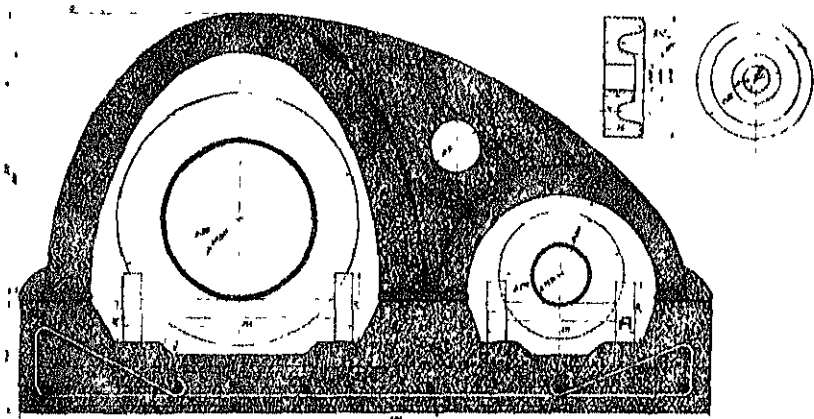



Fig. 3 Cross Section of Ferro-Concrete Conduit with Inlaid Lagged Heat Mains and Condensation Water Conduit.

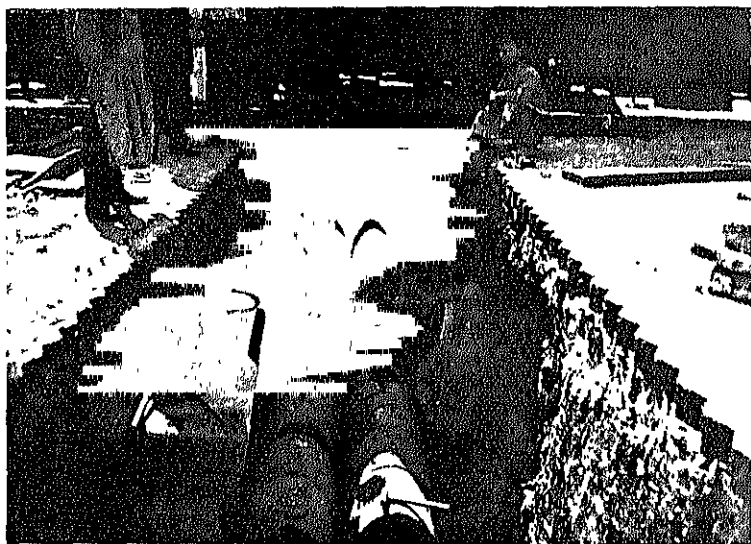



Fig 4. Laying Ferro Concrete Pipe Lines at Street Crossing. Moving Street Car to be seen above

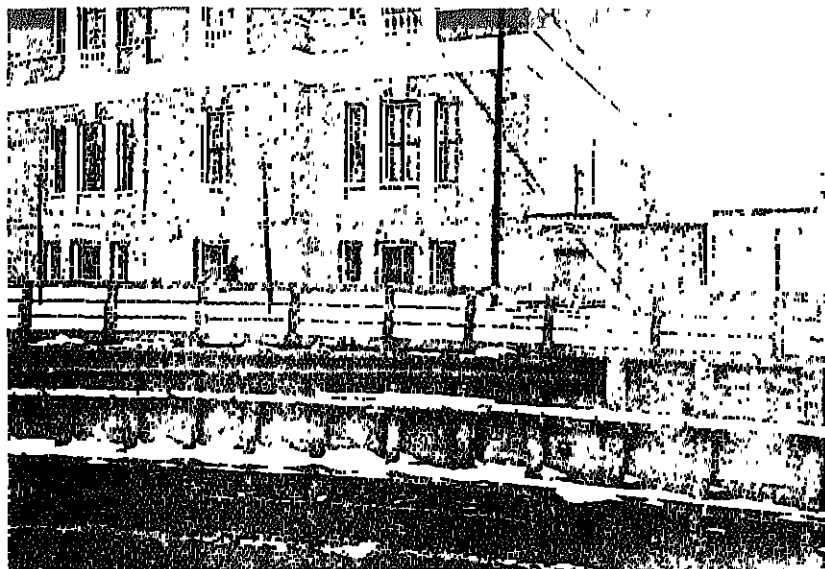



Fig. 5. Open Conduit Running along Canal Wall. Snow Covers the Lagging.

Zusammenfassung

Der Verfasser bespricht die Ergebnisse der Analyse von Brennstoffen, erwähnt deren Eigenschaften, die Erscheinungen, die bei ihrer Aufbewahrung in den Lagern hervortreten, u. a. Weiter gibt er eine kurz abgefaßte Charakteristik der Wärmekraftausrüstung der „Elektrotok-Gesellschaft". Unter den einzelnen Faktoren hebt der Verfasser insbesondere die Verbrennung der Steinkohle hervor und den Nutzeffekt der Arbeit der Lufterhitzer und der neuen, großen Turbinen. Außerdem sind kurze Angaben gemacht über die Prüfung der Elektrowärmeanlage, die einen Teil der Stadt Leningrad mit Wärme beliefert. Zum Schluß wird eine Beschreibung der Organisation und der Entwicklung der Wärmekontrolle in den Elektrowerken, wie der Tätigkeit des Zentralen Wärmelaboratoriums für Forschungsarbeit gegeben. Der Verfasser schließt mit dem Hinweis auf einzelne Entwicklungstendenzen in der Versorgung des nordwestlichen Bezirks mit elektrischer Energie.

Japan

Prevention and Drainage of Hot Spring Spoutings in the Iwaki Coal Mine

Japanese National Committee

Takeshi Nagakubo

Introduction

This paper was intended to give some insight into the preventativ method for floods occurring in the deep level mines which caused a con siderable damage and loss to the mining industry.

The data obtained over a long period of observation on the Iwak Coal Mines were compiled, and the research was made with a view to a favourable and profitable solution in the method of drainage n the coal mines. A thorough investigation in this problem will bring about an increase in the output giving considerable profit and prosper ity to the people engaged in mining.

Several empirical formulae were solved from the observed data by means of which the quantity of flow can be predetermined will the data obtained at initial observation of newly formed eruptions

It is hoped that the researches described in this paper may furnish some idea in avoiding the sudden great discharges that are liable to happen in any coal mines and thus ensuring their continuous operating facilities

Hot Spring Discharges in the Mines and the Determination of their Quantity

The mining exploitations in the Joban coal field were begun more than sixty years ago using a crude method of mining applications. In those early days, only the coal obtained from the shallow portion of the seams were enough to supply the demand. With the rapid growth in the industries together with the great demand for power, it became necessary to work deeper and deeper into the coal pits. One of the greatest obstacles encountered in deep pit mining was the discharges of the hot springs. In spite of the developments made in the art of mining the use of electricity for transportation, illumination, communications, pumpings, etc. could not fully eliminate the damage caused by the natural and unavoidable discharges of the springs.

In Table I are shown the data of the numerous discharges that occurred, in the chronological order with temperature, position below sea level, and quantity. In Fig. 1 are shown the power and quantity curves of

the Iwaki coal mines from 1912—1930, indicating the increase in power required for water pumping in the last years.

In order to discuss this paper in a comprehensive manner, it is necessary to give Dr. S. Tokunaga's geological view on the Joban coal fields. According to his investigations, the portion of the geothermal gradient from which the hot water spouted out was very small and the hot water contained certain solid substances and gases, which were traced back into the lower part of the older period rocks under the Tertiary and its origin may not be the *vadose* water which penetrated to the subterranean depth

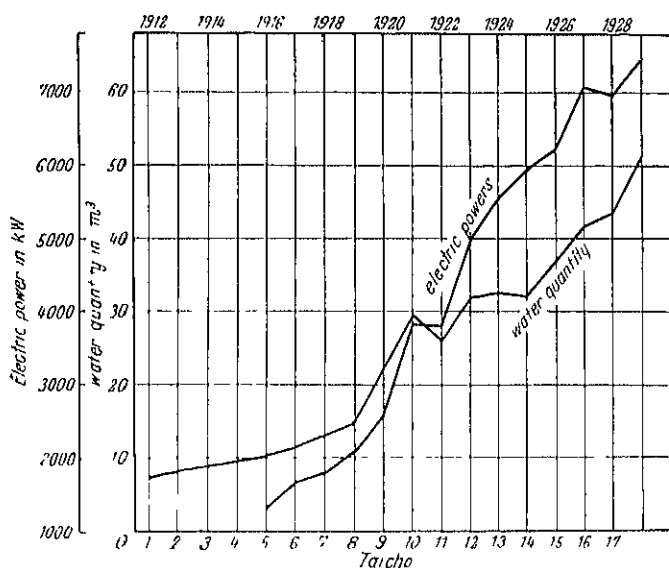



Fig. 1. Pumping Water Quantity and its Electric Powers in the Iwaki Coal Mine

Generally speaking, the hot water which had gushed out from the lowest portion of the Tertiary rose through the cracks of the granite rocks broken by the Yumato fault and it was stored in the loose sand stones that lies about ten meters below the coal seems This fact was verified by our excavations which happened to meet one of these places and suddenly resulted in a great spouting. It was later still verified by the case of the east incline of the Tsuzura shaft, etc

The Yumoto fault was different from any other faults although its depth was only 15—30 meters It was formed of innumerably small cracks and faults having a spread of about two meters. The rocks were found to be heavily crushed by nature As these crushed rocks creep into the seam of the granite that lies 10—15 meters below the surface of the coal seams, the hot water was caused to rise through these passes.

Table I

Data on the Hot Spring Discharges in the Iwaki Coal Mine from 1905—1929

	Date	Temperature in C	Position below the sea level	Discharged quantity in m³/min.
Machida Shaft	May 10th, 1905	24	— 66.6 m	11.11
Onoda Shaft	Oct. 9th, 1909	—	— 82.6	10.06
Tsuzura Shaft	May 22nd, 1913	52	— 202.0	835.00
The 3rd Incline in *I. .	Sept. 2nd, 1913 .	35	— 97.0	
The 4th Shaft in *I. .	Feb. 9th, 1915	36	— 97.0	
The 3rd I in Iliyama .	Apr. 9th, 1915	33	— 80.4	
,, .	—	—	— 72.7	
,, .	—	—	— 71.9	
Nioroshi in Machida . .	Apr. 2nd, 1916	27	— 166.7	
The 1st. Incline in Machida	Oct. 1916	34	— 130.3	2.78
The 5th Incline in *I. .	Apr. 4th, 1917	36	— 174.5	
The 4th Shaft in *I. .	Sep. 27th, 1917	27	— 129.0	
Nioroshi in Machida . .	Sep. 7th, 1918	32	— 212.0	
Nagakura Shaft	Sep. 10th, 1918	33	— 288.0	
The 6th Incline in *I . .	Nov. 3rd, 1918	31	— 78.8	
,, .	Jan. 7th, 1919	31	— 112.1	
The bottom of Takasaka	May 21st, 1919	37	— 279.8	
The 1st. Shaft in Tsuzura	June, 16th, 1919	34	— 136.2	
Nioroshi in Machida . .	July 1919	31	— 169.8	
,, . .	Dec. 5th, 1919	34	— 221.0	18.10
East Incline in Tsuzura	Apr. 16th, 1920	49	221.0	2.22
The 2nd north in Takasaka	June 16th, 1920	32	263.8	
,,	Oct. 30th, 1920	38	- 279.8	
The 5th Incline in *I. .	Dec. 29th, 1920	38	293.6	
Kitako in Machida .	Mar. 8th, 1921	32	- 233.1	4.18
The 5th Incline in *I. .	Mar. 17th, 1921		286.0	
,,	Aug. 23rd, 1921	36.5	320.7	
Hirohata in Machida .	Nov. 25th, 1922	33	233.0	27.78
Minamiko in Machida	Aug. 22nd, 1923	-	- 66.6	
The 5th Incline in *I.	Dec. 23rd, 1923	-	117.6	
The 3rd north in Takasaka	Jan. 28th, 1924	38	329.3	
The 2nd north in do .	Jul 27th, 1924	33	281.2	4.12
The 5th Incline in *I. .	Aug. 1924	53	112.0	
Yoshima Shaft . . .	Sept. 19th, 1924	33	288.0	36.20
East Incline in Tsuzura	Dec. 4th, 1924	51	281.8	83.50
The 3rd south in Takasaka	May 13th, 1925	40.5	303.0	
,,	Dec. 9th, 1926	43	286.0	11.58
New Incline in Yoshima	Aug. 28th 1929	--	259.1	55.60

*I. — Iiyama

The granites lie below the surface of the flat coal seams, but it was not flat and rather uneven in some places. The layer of the elder period rocks was found to be situated under the granites and the source of the springs lie below them. From this observation, it was considered that the ordinary underground water has no influence in this spring.

It has been explained that the hot water was contained in the loose sand stones which lie about ten meters below the coal seams. This

vas discovered by boring under the coal seams, when the temperature of the soil suddenly rose at about 10 meters below the seam and the water was soon ejected from the bored holes.

Measurement of the Quantity of Discharge

Relating the history of the great spouting of May 22nd, 1913, in the Tsugura Shaft (formerly in the Sansei Coal Mine), it was really found to have started on the 10th of January with a volume of 0.085 m^3/min and temperature of 37° C at — 235.15 m level. The volume of discharge diminished to one half within a period of one month. Just before the great discharge, the water quantity was observed to be 1.1 m^3/min to 1.47 m^3/min. On May 22nd at 11.30 a. m. cold water spouted out at the juncture of the Yumoto Fault and the E—W Inclined Fault. This spouting was intermittent with an average flow of 2.8 m^3/min. At 4.00 p. m. of the same day, it changed into a tremendously hot spouting which filled the tunnels with steam and caused a considerable damage. Any accurate measurements were impossible, however, it was observed that the rate of the rise of water level along an incline of 6.5° was 28 meters in 5 minutes and reached the end of the shaft by 9.00 p. m. Hence, by calculating the total volume and with the time from 4.00 p. m. to 9.00 p. m. the rate of flow was obtained to be about 790 m^3/min to 670 m^3/min. The water level rose to 71.2 meters by 3.00 a. m. which was 72.4 m above the end of the shaft. The rate of flow for the period between 9.00 p. m. to 3.00 a. m. of the following day was found to be 403 m^3/min to 371 m^3/min.

However, these calculations neglected the volume of air contained in the upper side of the mine. The volume of air can be calculated from the following equation.

$$v_2 = \frac{P_1}{P_2} v_1$$

$$= \frac{P_1}{P_2} v_1 \cdot \frac{1 + a t_2}{1 + a t_1} \quad \ldots\ldots\ldots\ldots \quad (1)$$

where

P_1 — initial atmospheric pressure
P_2 — pressure of water column of 72.7 m
a — coefficient of expansion of the gas
t_1 — temperature in the mines
t_2 — temperature of the hot water
v_1 — volume of water measured in the mine

The numerical values obtained from data during the spouting is as follows,

$P_1 = 1.00$
$P_2 = 7.07$
$a = \frac{1}{273}$

$t_1 = 14° \text{ C}$

$t_2 = 47° \text{ C}$

$v_1 = \begin{cases} 145{,}170 \text{ m}^3 & \text{Mr. Yamane's observation} \\ 132{,}070 \text{ m}^3 & \text{Mr. Yoshino's observation} \end{cases}$

or $v_1 = 138{,}620 \text{ m}^3$ average.

Substituting the numerical values in equation (1) we get

$$v_2 = \frac{1}{7.07}\ 145\,170\ \frac{1+\frac{47}{273}}{1+\frac{14}{273}}$$

$$= 23\,862 \text{ m}^3 \quad \text{using Mr. Yamane's data}$$

$$v_2 = \frac{1}{7.07}\ 132\,070\ \frac{1+\frac{47}{273}}{1+\frac{14}{273}}$$

$$= 21{,}731 \text{ m}^3 \quad \text{using Mr. Yoshimoto's data}$$

The actual volume of water,

$$V' = 146{,}700 - 23\,862 = 122\,838 \text{ m}^3$$

$$V'' = 133{,}600 - 21\,731 = 111\,869 \text{ m}^3$$

Therefore, the mean discharge quantity is

$$Q = \frac{122\,838}{360} = 341.21 \text{ m}^3/\text{min}$$

$$\text{or } Q = \frac{111\,869}{360} = 310\,75 \text{ m}^3/\text{min.}$$

During this discharge, the water flooded the mine almost up to the sea level, 1.03 meters. The output of coal at that time was 1000 tons per day, but due to excessive discharge of the hot spring, the coal mine was forced to stop in spite of all efforts to resume operations.

Table 2

	30.	60	90.	120.	150.	180	210
Koyasaku in Tsuzura							
Yomogida in Takasaka .	17	20	23	26	29	32	35
Midai in Midaisakai . .	15	15	16	17	19		22
Yokono in Mimaya . .						21	
Minogasaku in Takasaka .	—	17	17	18	-	19	-
Kuzehara in Mimaya . .			—	—	20		—
Waraido in Kamiarakawa .					26	--	
„ .			20	—	21	22	25
Shimizu in Mimaya . . .			22	—	22	23	23
Akiyama in Tsuzura . .			27	—	21	—	—
Osawa in Kamiarakawa . .							22
Tsurumaki in Midaisakai .			19	—	21	22	22

It was observed, quite to the contrary, that the water level of the Yumoto Spring fell down to 4.5—8.5 meters during the great spouting at the Tsuzura Shaft The Takasaka Spring also dropped 3 meters and finally dried out.

Two other great discharges were encountered in the Iwaki Coal Mines having discharge quantities of 27 76 m³/min and 83.5 m³/min. The former occurred on Oct. 5, 1922 and the latter on Dec. 4, 1924. In either case, the mine was stopped operation

A very surprising discharge took place at the bottom of the Yoshima Shaft, — 288 meters, in the Furukawa Mining Company on Oct 19th with a quantity of 36 2 m³/min and temperature of 32° C. Although the place was somewhat swelled for few months no cracks were observed, and there were no indications for sudden discharges. Yoshima shaft had never suffered from discharges so the danger was not perceived. However, it suddenly gushed out at 8 00 a. m. on Oct 19th. The rate of increase in the flow was as follows:

Oct	19th . . .	4 17	m³/min
	20th .	13 90	,,
	26th . . .	32 60	,,

The hot water filled the lower parts of the mine and the level rose up to the bottom of the shaft on Oct 26th The doors for the dam which were used for preventing the water from rising up the shaft were of no use and it flooded up as far as 81.8 meters on Nov 11th with a total volume of 417 000 m³

On account of this disaster, nearly all of the employees were dismissed and the usual output of 1,000 tons per day was not realized

The geothermal gradient in this place is not only very small but differs in nature in comparison with other places The temperatures under this gradient were measured by numerous borings. See Table 2

The chemical analyses showed thet the discharges which occurred

Table 2

240	270,	300	330	360	390	420	450	480	510	540
	50° C							50° C		
37	40	42	44	46	48	50				
25	27	29	32	33	34	35	36			
22	29	36	40	44	—	—	—	—		
25		28	—	33	—	38	41	44	46	—
27	—	31	—	36	42	—	43	47	—	51
33	36	38	39	42	43	47	49	51	52	—
25	26	24	23	26	30	34	39	42	45	—
38	—	43								
26	36	37	38	32	32	42	44	42	48	
23	24	22	22	23	23	24	25	26	27	—

in the different places of the Iwaki Coal Mine were similar in their compositions and spouted out from the same origin. (See Table 3.) There was no isolated sulphuric acid in the hot springs of the Joban coal field, but in this table they were converted into sulphuric acid for convenience. The quantities contained were all indicated in milligrams in one litre of the samples.

The Condition of Increasing Rate of Discharges and the Determination of its Empirical Equation.

The important responsibility of colliery engineers of the Joban coal field is the avoidance of sudden large discharges of hot springs in the mines so that a stable output may be insured. It has been found from actual observations that in general the flow of sudden discharges is relatively small at the beginning and it gradually increases to a voluminous quantity.

Hence, if an empirical equation or a formula that can represent the true flow of discharges be rigidly developed, it is possible to predetermine the nature and magnitude of any subsequent flow that may occur.

Basing on some of the accurate data obtained on numerous flows, and representing graphically the quantity, Q, and time, t, to the curves for each different flow were found to have a marked similarity.

Therefore, assuming this Q as a function of t, viz.

$$Q = f(t)$$

the following empirical equation was obtained,

$$Q = a + bt - ct^2 + dt^3 + et^4$$

With the use of such a formula the quantity of any discharges at any time can be determined by the measurement of initial primary

Table 3

	Yumoto hot spring, by Yamane	Takasaka cold spring, by Yamane	Tsuzura shaft, by Yamane	Tsuzura shaft, by Tokunaga	3rd south I. Takasaka, by Tokunaga	Yoshima shaft, by Tokunaga
Silicic Acid . . .	3.44	0.066	4.760	28.00	24.00	26.00
Ferrous oxide & alumina	0.40	0.220	11.280	1.10	8.10	1.70
Lime	31.73	8.200	56.440	215.00	322.00	127.00
Magnesia .	0.72	0.190	4.960	5.40	9.10	17.40
Potassium	11.01	2.530	5.020	16.80	17.30	21.00
Sodium . . .	122.72	56.210	87.000	752.50	721.80	168.20
Ammonia .	trace	none	0.120	0.458	0.708	0.333
Chlorine	187.67	34.860	76.920	1203.50	1168.10	47.90
Sulphuretted hydrogen . .	1.41	trace	none	31.89	none	none
Sulphuric acid . .	0.99	45.130	144.810	211.82	432.56	357.03
Carbonic acid . .	1.36	1.260	7.700	36.00	92.00	23.00
Reaction . . .	basic	basic	acid	neutral	neutral	neutral
Specific gravity .	1.002	—	1.000	1.0019	1.0022	1.0008

discharges. This will furnish an indication for the prevention of damages before the accident.

A. Discharge Curves obtained at Hirohita

Location of spout: 2nd rise at north 10th road, 234 meters, fault throw 0.6 meters.

Having finished the cutting of all the headings on Aug. 5th, 1922, near the "north 10th road" of the mine, the pillars were drawn from the southern side of the fault at the "9th rise". The pillars were drawn on Oct. 20th. A week later some cavings took place in the tunnel and suddenly a spouting commenced from the floor of the fault with a flow of 0.36 m³/min. The spring was muddy, milky, and white in color with a sulphuric odor, and its temperature was 35.5° C. It also

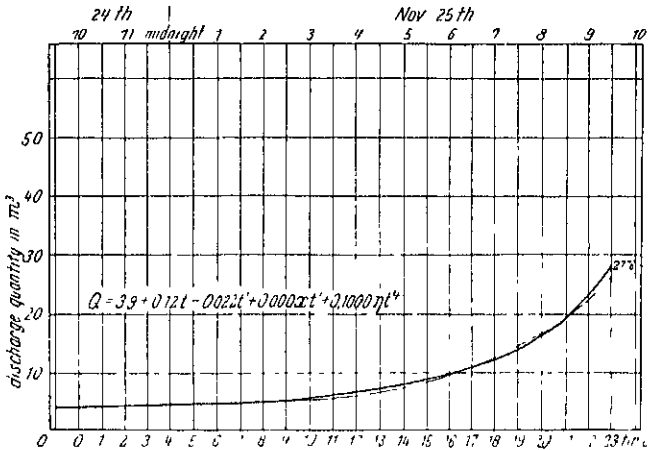



Fig. 2. Increase of Discharge Quantity and its Equivalent Curve at Hirohata in Uchigo, 1922.

contained, at first, some round pebbles. The spring gushed out from a small orifice about 5 cm, but gradually its size was increased and finally it changed into a great spouting The chronological order of the flow was as follows:

Nov 15th	0 72 m³/min
23rd	1 67	,,
24th	1.86	,,
25th	5 55	,,

Finally, on Nov. 25th, the rate of flow increased suddenly, viz.

3.30 a. m.	5 55	m³/min
6.00 ,,	9.72	,,
7.30 ,,	13.88	,,
9.30 ,,	27.76	,,

The curve representing the rate of increase is shown in Fig 2.

From the curve it can be seen that it is smooth and consequently its characteristics were examined as follows,

$$Q = f(t) \quad . \quad . \quad . \quad . \quad . \quad . \quad . \quad . \quad . \quad . \quad (2$$

Whether or not this represents the rate of increase is determined by the equation,

$$N = a + B E \quad . \quad . \quad . \quad . \quad . \quad . \quad . \quad . \quad . \quad . \quad (3$$

This is a straight line equation. By substituting the numerical values and plotting the curve, if it takes a straight line then the equation satisfies the curve of the rate of increase. If it comes out to be a curved line, the equation does not represent the rate of increase. In order to arrive at a correct solution the following equations were considered and examined,

$$Q = a + kt + c\,t^2 \quad . \quad . \quad . \quad . \quad . \quad . \quad . \quad . \quad (4)$$

$$\frac{t}{Q} = a + kt + c\,t^2$$

$$Q = \frac{t}{a + k\,t}$$

$$Q = C + \frac{t}{a + k\,t} \quad . \quad . \quad . \quad . \quad . \quad . \quad . \quad (5)$$

$$Q = a\ t^b$$
$$Q = a\ e^{bt}$$
$$Q = a\ e^{bt^2} \quad . \quad . \quad . \quad . \quad . \quad . \quad . \quad . \quad . \quad (6)$$

The equation (4) denotes parabola, (5) shows a form of hyperbola, and (6) represents logarithmic function, however none of them satisfied the condition. Finally, the following equation was resorted to:

$$Q = a + bt + ct^2 + dt^3 + et^4 \quad . \quad . \quad . \quad . \quad . \quad . \quad . \quad . \quad (7)$$

This equation approximately represented the rate of increase as shown in Fig. 2. By determining the coefficients of equation (7) from data, the following empirical equation was obtained,

$$Q = 3.9 + 0.2\,t - 0.22\,t^2 + 0.0008\,t^3 + 0.000\,07\,t^4 \quad . \quad . \quad . \quad (8)$$

The equation (8) is represented in Fig. (2) along the curve with a thin line.

B. Discharge Curve at the "3rd south" in Takasaka

Location of spout: 4th rise at the right 5th road, 286 meters, fault-throw 0.45 meters.

The discharge, in this case, was small with a flow of only 0.3 m^3/min. It was noted on Dec. 9th, 1926 at 6.30 a. m. that a milky-white hot water of a temperature of 43° C spouted out with a flow of 0.1 m^3/min. The rate of increase of discharge was recorded as follows,

6.30 a. m	. . . . .	0.111 m^3/min
10.00 ,,	. . . . .	0.835 ,,
12.00 Noon	. . . . .	1.953 ,,
3.00 p. m.	. . . . .	2.785 ,,
6.00 ,,	. . . . .	5.570 ,,
8.00 ,,	. . . . .	11.580 ,,

The initial swell of the earth was so great that a gallery of 2 meters in height was soon reduced to half the size. The spring flooded the tunnel. As there was no pumping device for emergency, drainage was impossible and it was decided to close the doors of the dam at 7.00 a. m. on Dec. 11th. The position of the water level was at — 298 meters at that time, and at 9.00 p. m. of the following day it was at — 277 meters.

The rate of increase of discharge is shown in Fig. 3

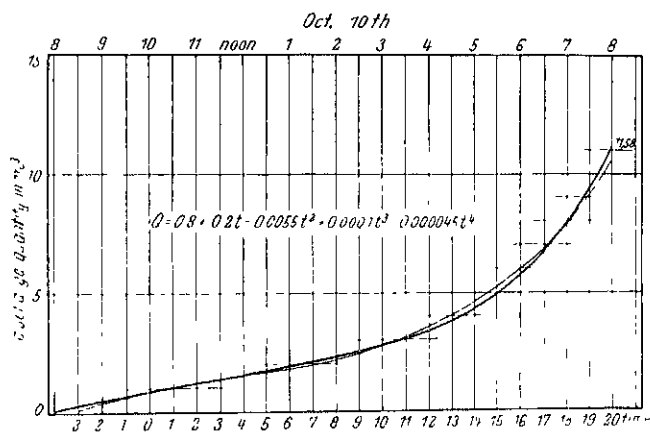



Fig. 3 Increase of Discharge Quantity and its Equivalent Curve in the Southern 3rd Incline in Takasaka, 1923

Following the same procedure as in A the following empirical equation was obtained,

$$Q=0.9+0.16t-0.002t^2+0.0001t^3-0.000004t^4 \quad . \quad . \quad (9)$$

This curve for this equation is represented by a thin line in Fig. 3. Note similarity of the two curves.

C. Discharge Curves at the "East Incline" in Tsuzura

Location of spout: 3rd rise in the "right 5th road", — 284 meters, fault throw 4.54 meters.

On Dec. 4th, 1924 at 7.00 a. m. abnormal spouting was first noticed. The rate of increase of discharges was recorded as follows:

7.00 a.m.	0.55	m³/min
8.00 ,, ...	1.39—1.67	,,
8.30 ,, ...	8.35	,,
9.00 ,, ...	19.50	,,
9.30 ,, ...	41.70	,,
10.00 ,, ...	83.50	,,

The total volume of flood was found to be 69,500 m³ in 8 hours

The curve of the rate of increase of discharge is shown in Fig. 4

Using similar procedure as in A, the following empirical equation was procured,

$$Q = 0.5 + 0.14\,t - 0.1\,t^2 + 0.013\,t^3 + 0.0025\,t^4 \quad . \quad . \quad . \quad (10)$$

It can be seen in Fig. (4) that the curve of this equation corresponds very closely to the actual curve.

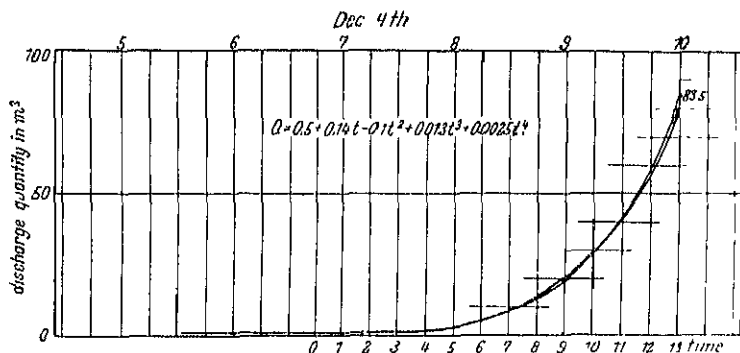



Fig. 4. Increase of Quantity of Discharge and its Equivalent Curve in the East Incline in Tsuzura, 1924

The Condition of Decreasing Rate of Discharges

When the discharge increased and the pumping capacity became insufficient to draw out the water, the mines were gradually flooded. In the case of large spouting, the rate of flow was so quick that even the main mine was flooded.

It has been observed that when the level of the water became high, the rate of discharge usually decreased due to its own hydro-static head.

This chapter deals with the investigation made on the changing rate of discharge.

Consider two ideal tanks, one of large and one of small size as shown in Fig. 5.

If the large tank be filled with a head H, then the time required to fill the small tank through the orifice to the level having a head H' is

$$t = \frac{A\,(H - h)}{C\,a\,\frac{1}{2}\,\sqrt{2\,g\,H} - \sqrt{2\,g\,h'}} \quad . \quad . \quad . \quad . \quad . \quad . \quad . \quad . \quad . \quad (11)$$

and the time required to fill the small entirely is given by the expression,

$$T = \frac{A\,H}{C\,a\,\frac{1}{2}\sqrt{2gH}} \quad \ldots \ldots \ldots \ldots \quad (12)$$

In equation (12), the numerator represents the volume filled into the small tank, and the denominator represents the mean discharge. In applying this equation, the volume and time are known, hence the product Ca can be found.

Assuming that the product Ca does not vary for a while during the flow. Then the discharges from the orifice may be expressed as,

$$Q = K\sqrt{H} \quad \ldots \ldots \ldots \ldots \quad (13)$$

From this equation, the quantity of discharges can be obtained from the maximum to minimum for the known rise in water level.

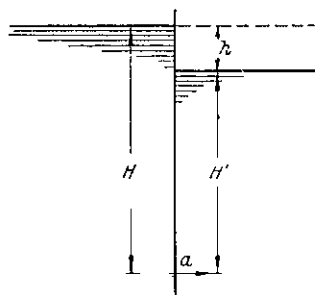



Fig. 5

A. Decreasing Curves Obtained at Hirohata

Position of the orifice . . . — 234.0 m
Final level of water . . . — 103.0 „

The discharge at the "north 10th road" in Hirohata became a great spouting and the lower gallery was filled up to the orifice by 11.00 a. m. The discharge after this time met more and more resistance as the hydrostatic head of the flood increased. This rise in water level was observed at definite intervals each day as shown in Fig. 6.

The discharges were measured at two or three positions as follows.

Date	Time	Position	Discharges
Nov. 25 . . .	1.00 p. m.	— 211.6 m	23.65 m³/min
Nov. 27 .	2.50 p. m.	— 171.6 m	21.00 „
Dec. 6 . . .	6.00 a. m.	— 106.3 m	4.78 „
Dec. 16	Noon.	— 103.0 m	0 „

In Fig. 6, line — —·— represents the observed value and line -------- represents the discharges obtained from calculation.

After obtaining such data, the pumping was started to drain the water. The water of 9.8 m^3/min was pumped at the incline and we observed the decrease in water level at the rate of 5 cm. per hour. After Dec 20th, water was pumped out at the "north 1st road" with a 140 HP. 11.1 m^3/min, motor pump set.

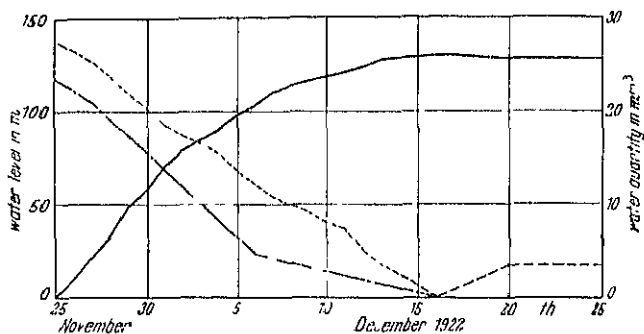



Fig 6. Decrease of Discharge according to Rise of the Water Level at Hirobata.

B Decreasing Curves obtained at the "east incline" in Tsuzura

Position of the orifice . . . . — 284 84 m

Final position of the water level . . — 79 69 „

The actual rise of the water level was observed and plotted as shown in Fig 7

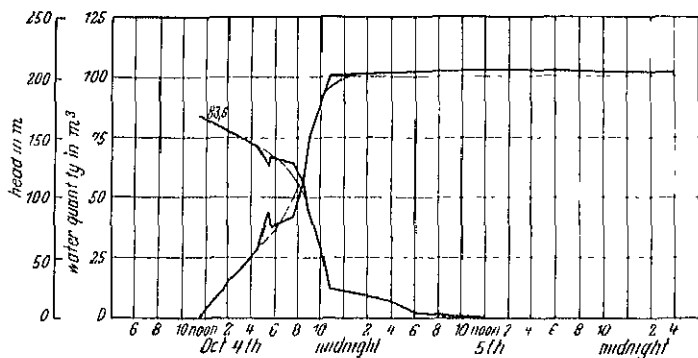



Fig 7 Decrease of Discharge Quantity due to the Rise of its Own Water Level in the East Incline in Tsuzura, 1924.

In Fig 7 will be seen a sudden rise in discharge at 3.20 p. m. The cause for this rise may be attributed to the scant volume of water which existed at the working tunnel near the hauling place at the bottom of the incline. After the sudden rise in discharge the water penetrated into the incline until noon of the next day and finally stopped at — 79 69 meter level.

C. Decreasing Curves at the Tsuzura Shaft

Position of the orifice	— 201.82 m
Final position of the water level .	— 1.03 m

The spouting in this case was very great, and the rate of rise in water level was so rapid (28 meters in 5 minutes) along the incline having an inclination of 6.5°. The observed data were as follows:

Dec.	22	3.30 p.m.	— 201 82 m
,,	22	9.00 ,, ...	— 144.00 ,,
,,	23	3.00 ,, ...	— 71.20 ,,
,,	23	Noon	— 15.46 ,,
,,	25	. . . .	1.03 ,, .

The curve is shown in Fig. 8.

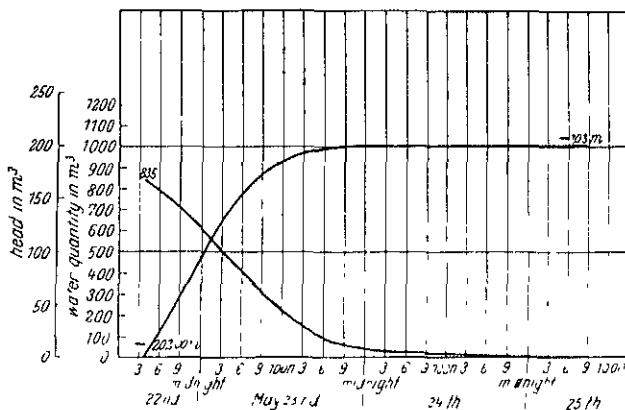



Fig. 8 Decrease of Discharge Quantity due to the Rise of its Own Water Level in the 1st Shaft in Tsuzura, 1913

The foregoing data and the curves are necessary in order to determine the capacity of the pump required to drain the water in a prescribed time. By means of such curves, the fundamental plan of pumping can be established so that uniform production of coal can be maintained.

Quantity Head Curves

It has been found from experience that the "curves for decreasing flow" were inconvenient in many ways for determining the plan of draining the water. By means of equation (12) the *Q-H* curve can be obtained as in Fig. 9.

Due to the advancement of pumping the water level of the flood caused by spoutings was kept lower and lower every year as shown in Fig. 27.

This caused a diminution of pressure or head, and the discharges at a certain place were also diminished. The reason for the diminution of discharges may be attributed to an artificial or natural cause. The

artificial cause may be due to the fall of the hot water level by the additio[n] of sub-soil water made by pumping out from the surrounding dee[p] mines. The natural cause may be the narrowing of the passage by th[e] soil pressure during long years of desertion.

The discharges at a certain point are decreasing year after year, there fore the study on *Q-H* curves became necessary.

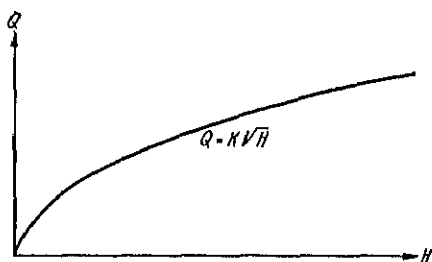



Fig. 9. *Q-H* Curve.

A. Q-H curves at the "1st incline" in Tsuzura

On June 16th, 1919, there occurred a discharge of 7 m³/min at the level of — 136.3 meters and the pumping capacity became insufficient and flooding resulted. The water level rose to the level of — 26 meters where it coincided with that of the Tsuzura shaft and finally stopped.

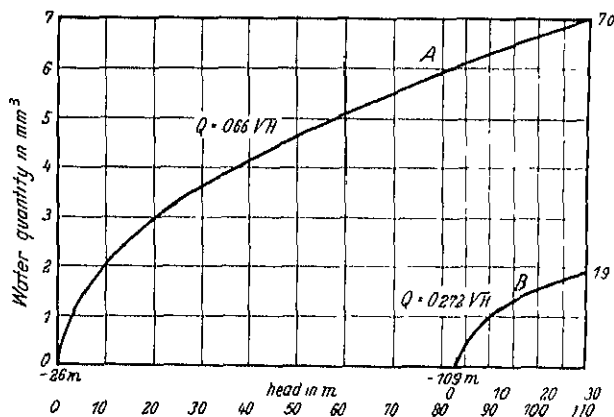



Fig. 10. *Q-H* Curves at the 1st Incline in Tsuzura.

The maximum head was 110 meters and the discharge quantity was 7 m³/min. Substituting these values in equation (12), the following condition was obtained,

$$7 = K\sqrt{110}$$

$$K = 0.666$$

$$Q = 0.666\sqrt{H} \quad . \; . \; . \; . \; . \; . \; . \; . \; . \; . \; . \; . \; . \quad (14).$$

In Fig. 10, line *A* represents the curve drawn from the above equation.

The water level went down gradually to the level of — 109 meters in Oct. 1927. The water was still left in the incline and on Oct. 15th the draining work was begun. The water level went down as shown in Fig. 17.

At 11.00 p. m. Oct. 27th, the water was entirely drained out to the bottom of the incline. Knowing the quantity of water which gushed out from the original orifice as 1.95 m^3/min, it was substituted in equation (12) and the following condition was obtained,

$$Q = 0.374 \sqrt{H} \quad . \; . \; . \; . \; . \; . \; . \; . \; . \; . \; . \quad (15)$$

The curve for this equation was drawn in Fig. 10.

B Q-H Curves at the Tsuzura Shaft

The Tsuzura shaft was flooded by the great spouting of 835 m^3/min at — 201.82 meters as related before, and the water level was stopped

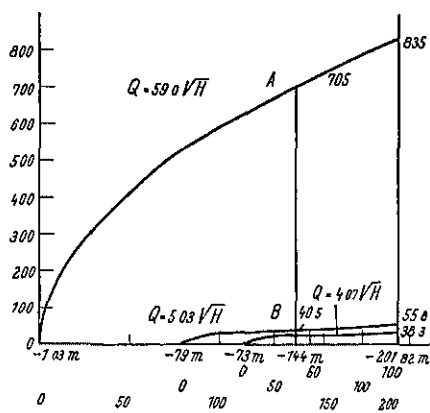



Fig. 11. *Q-H* Curves at the Tsuzura Shaft

at — 1.03 meter. The total head was, therefore, 200 79 meters and the following condition was obtained,

$$Q = 59.0 \sqrt{H} \quad . \; . \; . \; . \; . \; . \; . \; . \; . \; . \quad (16)$$

In Fig 11, line *A* denotes the curve from the above equation From this equation we get the discharge quantity at the bottom of the shaft.

$$Q = 59 \sqrt{143} = 705 \; m^3/min.$$

The water level continued to fall down time after time when some great spouts occurred in the surrounding mines or when draining away those flooded waters. It was at the level of — 79.0 meters on Jan 1 st 1925.

We tried to reach the bottom of the shaft again and draining was begun on Jan 7th. The level of — 94 meters was barely reached by the end of February, and good results were not obtained. The undertaking was finally abandoned on April 11th.

At the level of — 94 meters the quantity of discharge was 19.5 m³/min and the head was 15 meters, so the following condition was procured,

$$19.5 = K\sqrt{15}$$
$$K = 5.03$$
$$Q = 5.03\sqrt{H} \qquad (17)$$

The curve is represented in Fig. 11 as line B. From this equation we can obtain the discharge at the bottom of the shaft (— 144 m) as follows,

$$Q = 5.03\sqrt{65} = 40.6 \text{ m}^3/\text{min}.$$

Also the discharge from the original outlet as,

$$Q = 5.03\sqrt{123} = 55.8 \text{ m}^3/\text{min}.$$

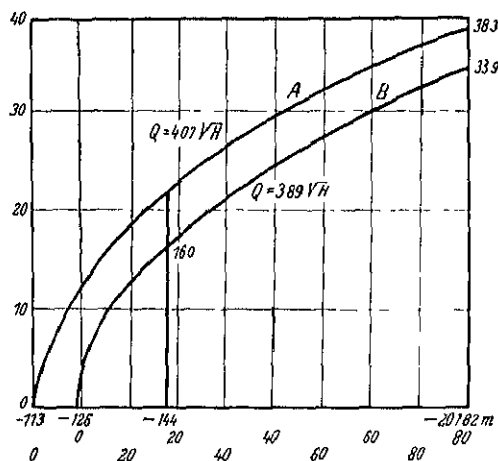



Fig. 12. Q-H Curves at the Tsuzura Shaft

After then we accomplished pumping out the water at Hirohata and the "1st incline in Tsuzura" The water level gradually went down and it was — 113 m at the beginning of September 1928 The pumping device was also prepared at the "right 32nd heading" in the "2nd incline" and began draining since Sept. 20th.

On Jan. 5, 1929, the bottom of the shaft appeared for the first time The discharge quantity was 22.6 m³/min and it was 23.65 m³/min at the level of — 147 m The equation for this condition was as follows:

$$23.65 = K\sqrt{34}$$
$$K = 4.07$$
$$Q = 4.07\sqrt{H}. \qquad (18)$$

The C line in Fig. 11 represents this equation and from this the discharge from the original outlet can be obtained as follows,

$$Q = 4.07\sqrt{89} = 38.3 \text{ m}^3/\text{min}.$$

In Fig. 11 the curve c is not very legitimate, so it was drawn as line A in Fig. 12.

The Q-H curve must then be obtained. The rate of decrease of the constant K per month till the end of February 1929 since March 1925 was,

$$\frac{5.03 - 4.07}{48} = 0.02$$

The water level was at — 126 m in November 1929, hence, the constant K was assumed as follows:

$$K = 4.07 - 0.02 \times 9 = 3.89.$$

Substituting this value of K into the equation, then

$$Q = 3.89 \sqrt{H} \quad \ldots\ldots\ldots\ldots \quad (19)$$

This equation is represented as line B in Fig. 12. The discharges at the bottom of the shaft and original outlet were calculated viz,

$$Q = 3.89 \sqrt{18} = 16.0 \text{ m}^3/\text{min}$$

$$Q = 3.89 \sqrt{76} = 33.9 \text{ m}^3/\text{min}.$$

C. The Q-H Curves Obtained at Hirohata

The curves for the "1st incline" and Tsuzura Shaft were practically obtained as a result of pumping out the water, but the curves for Hirohata are not easy to acquire due to the effect of vadose water and also by the large volume of water to deal with. Hence, the curves for this case were obtained from records.

The Q-H curve for the great spouting was obtained very easily for the discharge and the position was well known

$$Q = 2.435 \sqrt{H}. \quad \ldots \quad (20)$$

In the pumping data, the total water quantities at the end of every month were known, but there was no record of the position of the corresponding water level. Hence, discharges corresponding to a given water level were not obtainable during the period of pumping. Consequently, the rate of fall in water level of the other neighbouring mines were studied.

In the "1st incline" in Tsuzura, the fall in water level during 100 months from the middle of June 1919 to middle of Oct. 1927 was 83 meters. Hence, the rate of fall was,

$$\frac{83}{100} = 0.83 \text{ m/month}$$

The fall in water level in the "east incline in Tsuzura", during 60 months from the beginning of Dec. 1924 until the end of November 1929 was 50 meters, therefore its rate of fall was,

$$50/60 = 0.833 \text{ m/month}.$$

The fall in water level in the Tsuzura shaft during 197 months since Sept. 1st, 1913 was 125 meters, hence, its rate of fall was,

$$\frac{125}{197} = 0.685 \text{ m/month}$$

But in Tsuzura shaft, we had often tried to drain the water down to the bottom of the shaft and in doing so, the water level in the surrounding mines went down also. For this reason, we may assume the rate of fall in water level of the Tsuzura shaft as being the same with the neighbouring mines, i. e., 0.83 m/hour. From this supposition, the position of the water level was obtained viz,

$$0.83 \times 84 = 70 \text{ m}$$
$$-(104 \times 70) = 174 \text{ m}.$$

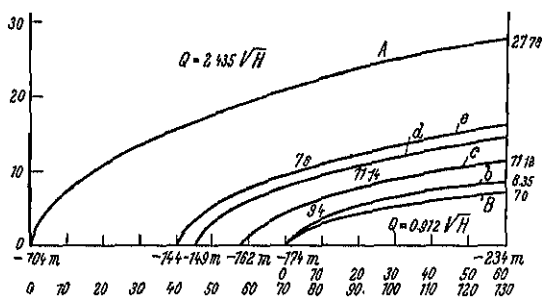



Fig. 13. *Q-H* Curves at Hirohata.

Therefore, the total head at present is 60 m and the quantity of hot water discharge is 7 m³/min, so we get

$$7 = K\sqrt{60}$$
$$K = 0.912$$
$$\therefore \quad Q = 0.91\sqrt{H} \quad \ldots\ldots\ldots \quad (21)$$

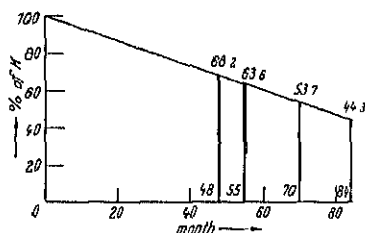



Fig. 14. Decrease of *K* after the Great Spouting in the Hirohata Mine

The curve representing this equation is shown in Fig. 13 as line *B*.

But the total water quantity including the Vadose water is 8.35 m³/min, and

$$Q = 1.08\sqrt{H} \quad \ldots\ldots\ldots \quad (22)$$

The curve *b* in Fig. 13 represents this equation.

Next, the mean decrease of constant *K* was assumed as shown in Fig. 14.

The drainage at Hirohata was finished by Sept. 1928, and at this time, the total water quantity was 11.12 m³/min. Therefore, this made it possible to obtain the Q-H curve 110 months after the spouting viz,

$$Q = 1.316 \sqrt{H} \quad (23)$$

which is denoted by curve C in Fig. 13. From the same supposition the discharge at the "47th heading" (at — 213.5 m) might be 9.5 m³/min.

The equation at the 42nd heading (— 200 m) may be taken as,

$$Q = 1.56 \sqrt{H}, \quad (24)$$

which is represented by curve c.

Also at the 29th heading (— 165 m) the equation may be taken as,

$$Q = 1.68 \sqrt{H}. \quad (25)$$

The real Q-H curves of only the hot spring are obtained by deducting the values of Vadose water from each position in the curves c, d, and e

D. Q-H Curves at the "East Incline" in Tsuzura

The Q-H curves for the great discharge can be obtained at once, for the discharge was 83.5 m³/min and the head was 201.15 m, thus

$$83.5 = K \sqrt{205.15}$$
$$K = 5.82$$
$$Q = 5.82 \sqrt{H}. \quad (26)$$

The water level went down gradually, especially during the last great drainings at the Tsuzura shaft First, it went down 13.5 m and then 27 m at the shaft, and it is now at the level of — 129.78 meters We had never made any attempt to drain the incline, therefore, we could not get any water quantity corresponding to a given position Consequently, the Q-H curve was not obtainable

However, if the constant K be determined, it is possible to obtain the equation which will represent the required curve The constant K was assumed as follows,

1 Decrease of K at the "1st incline" The rate of decrease of K for 100 months from the middle of June 1919 to middle of Oct 1927 was 43.7 %. Hence, the mean decrease per month was 0.437 %

2. Decrease of K at Hirohata. The decrease of K for 84 months from Dec. 1st 1922 was 55.7 %, so that the mean decrease was 0.663 %.

3. Decrease of K at the Tsuzura shaft The decrease of K for 140 months from June 1913 until January 1925 was 91.47 %, so that the mean value per month was 0.653 %

Taking the average value of the mean decrease of K per month as 0.584 %, then the equation for the Q-H curve will be,

$$Q = 5.82\ (100 - 0.584 \times 60) \sqrt{H}$$
$$Q = 3.78 \sqrt{H}. \quad (27)$$

This equation is shown in Fig. 15 as curve B.

Method of Drainage

The mines which were flooded by the spoutings of hot springs are seldom abandoned forever, because of the changing circumstances. Sometimes the water is diminished after it has stayed for a long time and the mines become workable. However, in most cases, it becomes necessary to dry up the flooded mines to maintain the total expected output of the entire mines. Under these conditions, after making due consideration from the economical principles, the work on drainages is undertaken.

When the mines are abandoned for a long time, the galleries are usually damaged by cavings etc., and must be repaired as the waters

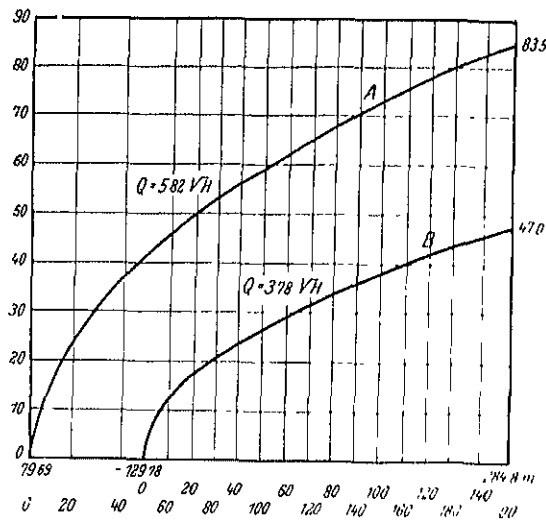



Fig 15. Q-H Curves at the East Incline in Taizan

are drained Moreover, when we tried to drain directly from the upper side of the water level, we were forced to work in the narrow galleries crowded with many labourers who were either draining or transporting all sorts of materials This interfered the working condition and such a method is not used often except under very special conditions

They made it a rule to adopt a scheme whereby the equipments are provided from the adjoining mines and drain the water by boring into them. This method has been found very profitable as the work can be carried out efficiently

a. Drainage at Mirohashi in Machida

This mine was flooded several times We provided the pumping equipments in Kitako and drainage was begun in 1925. At first we set pumps at the "8th heading", next at the "12th heading" and finally

at the "14th heading". We drained the water gradually to the bottom of the shaft in Machida, and then drained out the mines. Thus, the work was completed in the same year.

b. Drainage at the Hirohata Mine

We were obliged to determine the draining at the Hirohata mine where there were 400,000 tons of coal. We excavated an incline in the middle of the boundary between Hirohata and Tsuzura shafts to increase

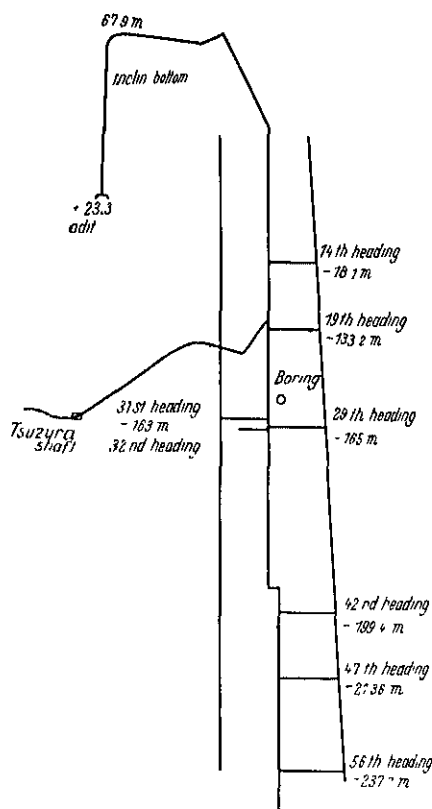



Fig 16 Skeleton Diagram of the 2nd Incline in Tsuzura

the output and at the same time to dry out both mines on the right and left sides. We intended to accomplish the draining at Hirohata step by step with the excavations.

In 1925, we utilized the pumping equipments used for draining Tsuzura shaft at the bottom of the "2nd incline". In addition, we prepared the new sets at the "14th heading" for Hirohata. The drainage was begun on April 30 and was finished on Dec. 25th up to a — 118 m level.

Next we removed the equipments to the "19th heading" and made connections to the pump by borings. By this means, drainage was finished up to — 165 m level starting Jan. 31, 1926 and ending in November 30th. During this drainage we succeeded in boring holes from the ground surface in which we stuck four 25.5 cm dia. delivery pipes. We were able to save two thirds of pipes to push out the water directly from those pipes.

The process of drainage was advanced in the "42nd heading" since Jan. 5th, then to the "47th headings" and finally completed the entire work in September 1928. This drainage work took 40 months.

The total discharge quantity was 8.33 m³/min in which 7.0 m³/min was hot spring.

Fig. 16 represents the skeleton diagram of the 2nd incline.

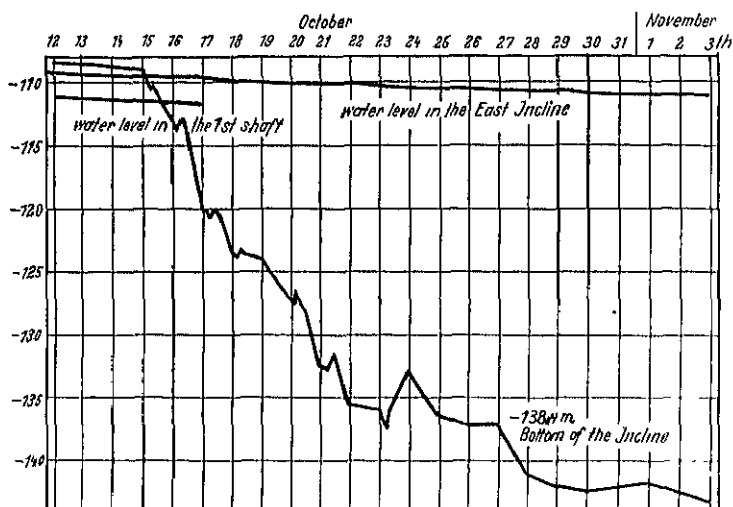



Fig. 17 Fall of the Water Level as a Result of Pumping at the 1st Incline in Tsuzura in Oct 1927

c. Method of Pumping at the Tsuzura Shaft

It was decided to drain the water at the 1st incline of Tsuzura when there were stored 150,000 tons of coal, which had been flooded since 1919.

Hence, we prepared in the middle room 3 sets of

2000 V., 50 cycles, 4 poles, 240 HP motors.
200 m, 1450 RPM, 4.2 m³/min pump

and at the water side, 2 sets of

2000 V. 50 cycles, 4 poles, 140 HP motor
91 m 1450 RPM, 11.11 m³/min pump.

These were used in turns.

On Oct. 14, 1927, a trial run was performed, and the water level went down 1 meter in 20 minutes. The drainage was begun on Oct. 15th from the — 111 m and the level went to the bottom of the shaft Oct. 18th. The entire work was finished by 11.00 p. m. of the 18th.

Fig. 17 shows the fall in water level by this method of draining.

d. Drying of the Tsuzura Shaft

Among the successful drainings of the flooded mines, the most remarkable one was that of the Tsuzura shaft. The shaft formerly belonged to the Sansei coal mine, but after it was flooded, its ownership was transferred to our company. Numerous drainages were undertaken

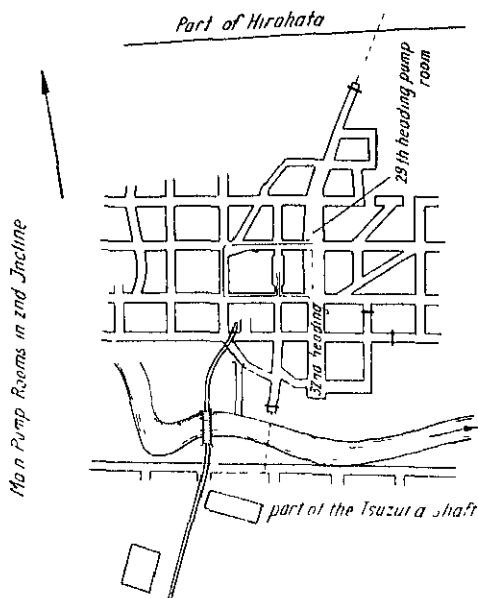



Fig. 18 Main Pump Rooms in the 2nd Incline

in vain However, in 1923, the upper part of the shaft from the "2nd incline" was excavated to reach the top of the old galleries in the shaft At the instant when we reached it, we were surprised to see the compressed air which was retained for long years, coming out from the holes.

In Jan. 1924, we started draining from this part for a trial and the real work was commenced on Jan 5th, 1925. The discharge quantity was found to be so great that further pumping was not progressing very rapidly, and the work was stopped on April 9th.

Inasmuch as there were 250,000 tons of coal and the discharge was found to be only 0.36 m^3/min at the "south down", the problem of drainage was again undertaken.

It was decided to dry up the bottom of the shaft at — 144 m level and to dam up the two entrances. But, there was a proposal to mine only 50,000 tons of coal stored in the upper part of the shaft which required to dam up only the "seventeen downs" under the level road of the bottom of the shaft. This being more profitable, the plan was changed.

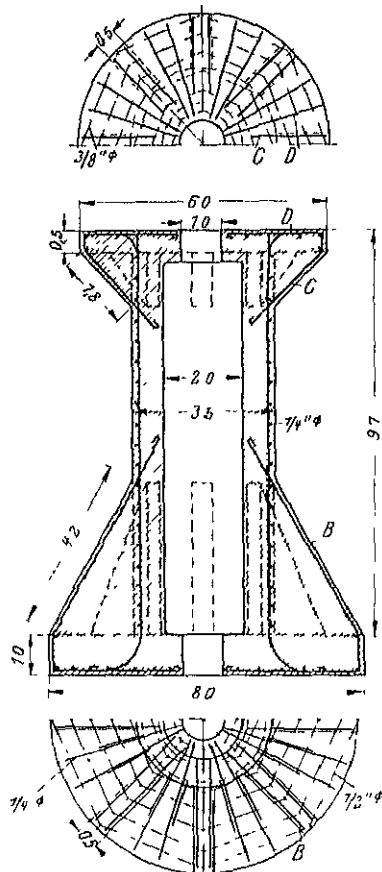



Fig 19. The Concrete Block of the Cable Support

1. *Boring*

During the drainage of the Hirobata mine, 3 new 25.5 cm. dia. delivery pipes were stuck in the bored holes and obtained favourable results. The top of the pipes was at + 16 m on the Shiramizu River about 200 meters from the Tsuzura sub-station and the bottom of the pipes was at — 160 m at the left "27th heading".

We bored five more holes near them and stuck the same gas pipes for the new work.

One of them was used for power cables The top of the pipe was one meter above the level of the maximum flow of the Shiramizu River and it was surrounded with the concrete block as shown in Fig. 19. A cramp was set on it (see Figs 20 and 21). It held four 2200 V double

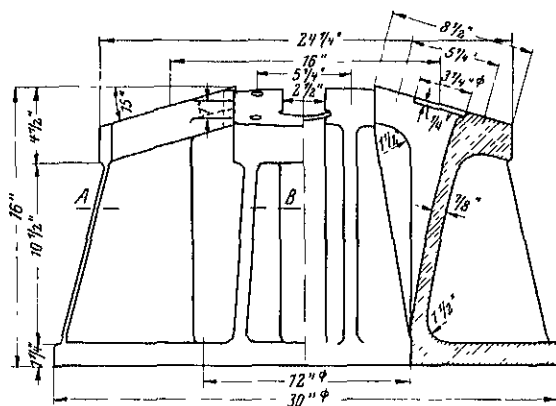



Fig 20 a. Cramp Holder.

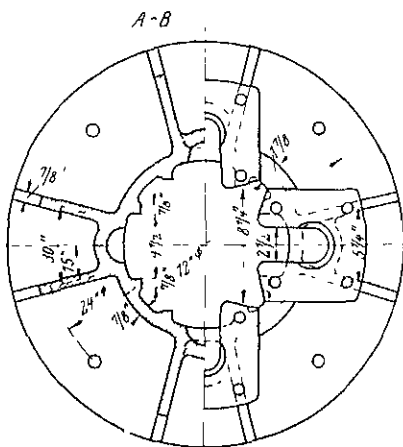



Fig. 20 b. Cramp Holder.

armoured with steel wires, lead covered 100 mm², 3 cores of paper insulated shaft cables. Their lengths were all 240 m and their weights were each 2,683 kgs. In addition two 2 6 mm. dia. gum insulated telephone wires were inserted.

In Fig. 22 is shown a method of supporting the cables with the drums when they ship.

2. *Electric Equipments*

In the sub-station, three 1000 kVA, single phase transformers were changed to four 150 kVA single phase type and prepared two distributing panels. In the distribution lines we established 100 mm² two circuits of aerial lines from the sub-station to the mouth of the boring, and we stuck 100 mm² four circuits of cables through the pipe to the main pump rooms.

In the pumping room we adopted four 2000 V 50 cycles, 4 poles drip proof, totally enclosed forced ventilating type wound rotor induction motor of 400 HP and one 2000 V, 4 poles squirrel cage rotor induction motor of 240 HP.

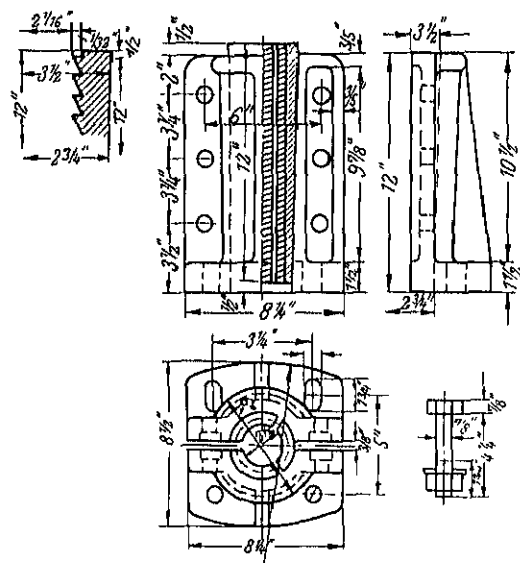



Fig. 21 Cable Cramp.

3. *Mechanical Equipments*

Four 200 m 5.56 m³/min pumps and one 200 m 3.34 m³/min pump were used at the "32nd heading" pumping room

For suctions, four holes were bored at the rib of the "31st heading" at — 163 m level which pierced to the gallery of the shaft and led the hot water For the delivery four 25.5 cm pipes were used.

4 *Seasons for Draining*

The hot water at the shaft is black and transparent and at the Hirohata mine it is white and transparent. When the two are mixed, they produce black precipitates and pungent gas. The gas blinded the work-

men and prevented all work in the mines. It also corroded all the metals, and the electrical devices such as relays lost their actions.

The black precipitates were thick and poisoned the rice. Hence, drainage work was carried out during the season of no irrigations. The work was begun on Sept. 20th 1928 at the initial water level of —113 m.

5. *Working Procedure*

The temperatures at the pumping rooms increased suddenly from ordinary conditions with the progress of work. It rose to 52° C and all

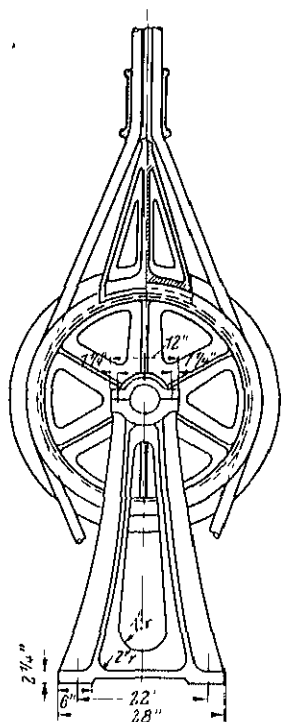



Fig. 22a Cable Support.

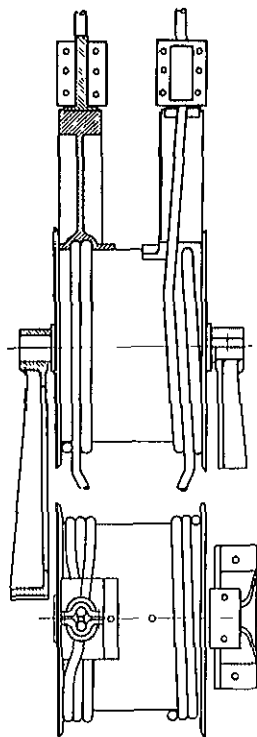



Fig. 22b. Cable Support

the motors were forced to operate in abnormal temperatures Sufficiently cool air was not obtainable and water screens were provided around the motor and sprayed it with cold water. By this method the room temperature decreased 3° C at the "29th heading" station In the "32nd heading" pumping room, the exhaust air from the motors was taken out in a tube and separated it from other fresh air and the temperature decreased 2° C. Local fans were also used and the room temperature was lowered by 2° C.

The collector rings of the motor gave considerable trouble Reconstruction in this part became urgent. In the Miyeke coal field, they had

already used 2000 V, 50 cycles, 4 poles, totally enclosed double cage rotor induction motors of 900 HP. Therefore, if we can endure excessive current at startings, it was preferred to use less troublesome motors.

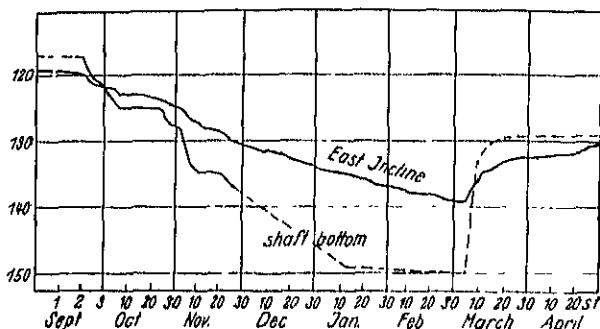



Fig. 23. Change of the Water Levels at the Tsuzura Shaft and the East Incline as a Result of Pumping at the Tsuzura Shaft during Last Winter

However, on Jan. 5th, the bottom of the shaft appeared after being flooded for seventeen years. Hence, the work on the dam was hurried and the drainage was completed on March 5th

The water level gradually rose up to 126 m and now the pressure upon the dams is about 17 meters

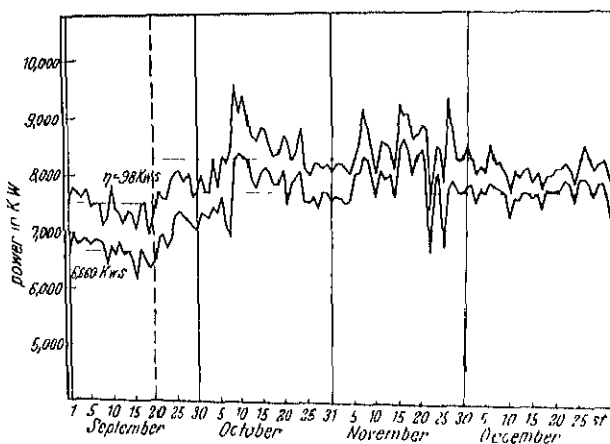



Fig. 24. A Part of Seasonal Variation of Daily Peak Load and Mean Load during the Pumping

The decrease in water level for this drainage is shown in Fig. 23 and the increase in power is shown in Fig. 24. Fig. 24 is the last part of the seasonal variation of peak and mean loads in 1928.

The water level in the "east incline" decreased to half of that in the shaft during this drainage. Also the discharges at the 1st incline

diminished to a half. It will be seen that in Fig. 24, the increase in total power was not equal to the power used only for drainage. Approximately 1500 kWh were constantly consumed in this drainage, but the increase in power on an average was 1029 kWh.

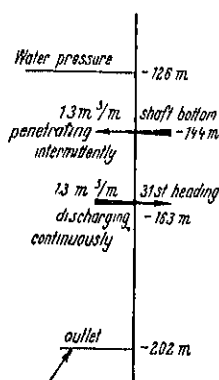



Fig. 25.

Counteracting the Water by Dams

Counteracting of the hot water by dams in the galleries of the Tsuzura shaft gave us very good results. The water leakage was very small and the mining operations were commenced without apprehension.

The puddle in the "south down" and the leaked water at the road have been poured into the dams with 3 HP, 91 m, 0.14 m³ min

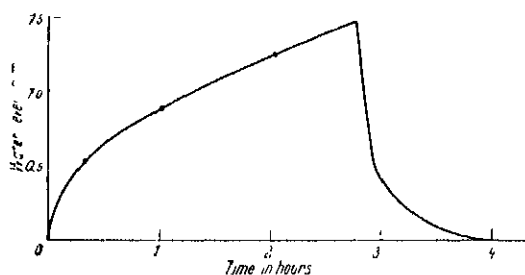



Fig. 26 Change of the Water Level when we pressed the Water into the Dams.

pumping set for No 12 dam and 10 HP, 90 m, 1 11 m³ min set for the No. 16 dam

The pressure at No 16 dam was 16 6 meters but it increased to 17 0 meters when the pumps were operated Why did it not increase above 17.0 meters? It was seen that the discharge quantity led out at the "31st heading" was greater than that pressed in at No 16 dam. The question arose what would be the effect if it was continued to press in water.

On Oct. 4, 1929, the case was examined by stopping the hot water pump at the "31st heading" at 6.00 a. m. The pressure was recorded as follows:

Time	Pressures
6.00 a. m.	33.33 meters
7.00 ,, ...	33.61 ,,
7.30 ,, ...	33.91 ..
8.00 ,, ...	33.91 ,,
8.30 ,, ...	33.91 ,,
9.00 ,, ...	33.91 ,,
9.30 ,, ...	33.91 ,,
10.00 ,, ...	33.91 ,,
10.30 ,, ...	33.91 ,,
11.00 ,, ...	33.91 ,,
11.30 ,, ...	33.91 ,,
12.00 Noon	33.91 ,,
12.30 p. m.	33.91 ,,
1.00 ,, ...	33.91 ,,
1.30 ,, ...	33.91 ,,
2.00 ,, ...	33.91 ,,

The upper pump having a capacity of 1.11 m^3/min was started at 10.16 dam at 10.25 a. m. and the lower pump of same capacity in the "south dawn" at 10.45 a. m. The former was stopped at 11.10 a. m. and the latter at 1.30 p. m. During this pumping of water, the changes in pressure were viz

Time	Pressures
6.00 a. m.	16.06 meters
10.00 ,, ...	16.67 ,,
10.25 ,, ...	16.97 ,,
10.45 ,, . . .	18.18 ,,
11.10 ,, . . .	16.97 ,,
12.00 Noon . . .	16.97 ,,
1.00 p. m. . . .	16.97 ,,
1.30 ,, ...	16.97 ,,

Next, the water from the Hirohata mine was poured into the dam at the "31st heading". A set of 140 HP, 60 m. 5.56 m^3/min motor pump was prepared at the 32nd heading of the pump room. The water was injected without increasing the pressure and the head of the pump diminished to

$$\frac{36}{180} = \frac{1}{5}$$

Hence, the cost of the pumping equipments may diminish considerably. This is a profitable matter. But it is somewhat dangerous as the risk of the damage to dams is too great.

It was decided to stop pumping when the pressure increased by 2 meters. The set was operated from 11.30 a. m. without stopping the hot water pump until 1.15 p. m. The rise in pressure was only 1.4 meters as shown in Fig. 26.

On this test, we regret that we could not perform greater risk, as the pumps were damaged by the sulphuric acid contained in the water. The experiment may be compared with Darcy's Theory on deep well mining.

Interrelations

The center of the hot spring spoutings was the Yumoto fault and its field was confined to a small portion about 6 km from north to south, 3 k. m. s. from west to east, and the depth of 300 to 450 m.

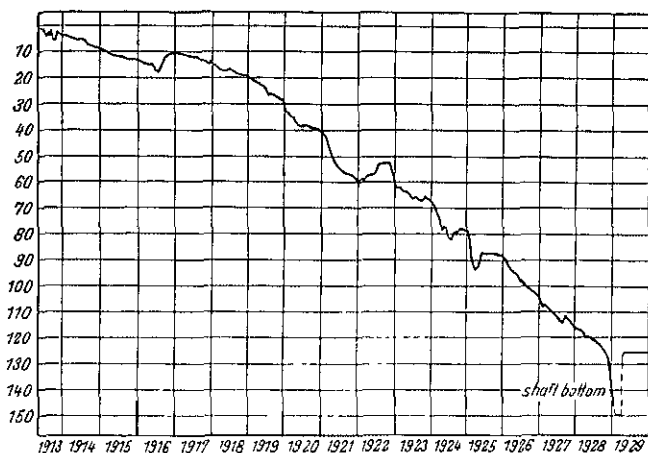



Fig 27. Monthly Records of the Water Level at the 1st Shaft in Tsuzura from the Initial to the Present Time

Hence, if there are spoutings or drainages, there will be a corresponding influence to every other spring within this field due to the fact that everyone of them has the common origin In most cases these influences are observed easily by the changes in water levels

In this chapter will be described the distance, time, and water level

Due to the great spouting at the Tsuzura shaft on May 22nd, 1913, the water level at the Takasaka mineral spring 1 1 km north from the discharging point in the shaft, suddenly dropped 3 m and it became 6 5 m below the ground surface At the Yumoto spring, 2 km south of the point, the hot water ceased to gush out According to Mr. Yamane's report, the rise of the water level at the shaft was most remarkable at noon on May 23rd, and the water level at the Yumoto spring went down gradually. By noon, it reached the lowest position of — 1.5 m. Compared to the first position, the level dropped 4 5 to 8.5 m. Although there were some differences in the positions After

then the water filled the shaft and the rise in water level became slow. On June 2nd the rise ceased at the shaft, and that of Yumoto two days later. According to the measurement on June 24th, the level at Yumoto was —3 m which corresponds to a rise of 4.5 m from the lowest position. In the end, the levels at Yumoto spring went down 4.5 8.5 m and the position was 4 m higher than that of the shaft.

The water level at the shaft showed tendency of dropping down as shown in Fig. 27. The reason for this dropping may be attributed to pumpings at the deeper parts of the surrounding mines.

Enumerating the Principal Causes that Especially Affected the Changes upon the Level

1. 1913

The cause of the many variations depended on the pumping trials practiced until Oct. 2nd.

2. 1916.

On Apr 5th, the water of 1.5 m^3/min gushed out at the "southern 5th road" in Nioroshi. In May, there was a spouting at the "3rd incline" in the Iriyama coal mine, but these discharges were drained away, so the level fell down 2 m by July. In August, owing to the stop in mining operations at the "3rd incline" in Iriyama, the level rose 6 7 m

In October, the hot water of 2.78 m^3/min gushed out at the upper part of the "1st incline" in Tsuzura The position of the discharge was at 840 m from the discharged point at the shaft, so the effects appeared in 20 minutes after the spouting.

3. 1917.

In November, the cause was due to the severe storm, the water penetrating from the ground surface filled the mines temporarily

4 1918.

In July, a discharge of 1 1 m^3/min gushed out at the "8th road" in Nioroshi Moreover, there were some dischages in the "11h shaft and in the "6th incline" in Iriyama

5 1919

In June, there were spoutings of 7 0 m^3 min at the "1st incline" in Tsuzura In this case the level fell down suddenly to 2 22 m In July, 1.67 m^3/min gushed out at the "southern 6th road" in Nioroshi In December, there was a gush of 18 1 m^3/min at the "southern 9th road" in Nioroshi, and the level fell down very suddenly

6 1920.

In June, 1.28 m^3/min gushed out in the "east incline" 360 m from the point and the level went down 1.2 m.

7. 1921.

In March, 4.17 m^3/min gushed out at the 15th road in Kitako 2.5 km from the point, but the effect did not appear. In November we performed a trial pumping at the shaft.

8. 1922.

On Feb. 6th, there was a large flood. At the end of April, the 4th shaft in Iriyama was closed.

On Nov. 13th, the level rose to — 52.7 m during the storm. On Nov. 25th there was a great discharge of 27.8 m^3/min at the "northern 10 th road" in Hirohata. It dropped altogether 5.9 m as shown in Fig. 28.

9. 1923.

The causes of many variations, dependent on the various effects were investigated from the "2nd incline" to the upper side of the shaft and many trials were made.

10. 1924.

In January, we commenced draining at the shaft, so the drop of the level was especially remarkable. The lowest position was at — 81.8 m. But the result was not favourable, so we abandoned it in July. In July, 4.12 m^3/min gushed out at the "left 1st. road" at the "2nd north"

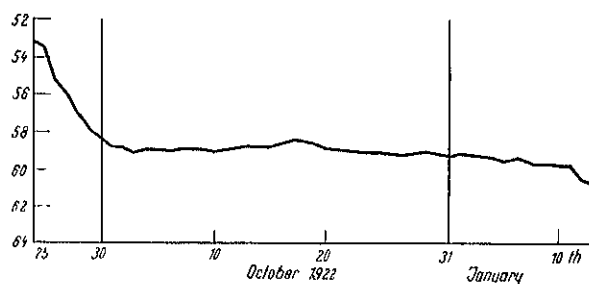



Fig 28 Influence of the Sudden Great Discharge at the 10th Road in Hirohata on the Water Level at the Tsuzura Shaft

in Takasaka, 2.4 km from the point, but the effect was not noticed at all. At 8 a. m. on Oct. 20th, there was a great discharge of 36.2 m^3/min at the Yoshima shaft in the Furukawa coal mine. Though the distance 4 km it was affected after about 30 hours. The increase of level at the Yoshima shaft was very rapid until Nov. 3rd, but it became slow, and at last stopped on the 13th at — 72.4 m. Owing to this, the level at the Tsuzura shaft went down and reached the minimum position of — 77.8 m on Nov. 3rd. After then the level rose somewhat and stopped at — 77.5 m. During that time the difference in the two levels was 4.45 m. On Dec. 4th, there was again a great spouting at the "east incline", 769 m from the point. As it was so short a distance, the effects were noticed at once. After two and a half hours the level at the shaft began to fall down gradually from — 78.2 m and at 1 a. m. on Nov. 5th, it was at — 83.3 m. The total drop was 6.06 m but it rose again, and at 6 a. m. it was at — 83.4 m. The recovered level was 0.91 m. After then, the level was at — 78.8 m on 12th. The water filled in the "east incline" and the level was nearly equal to that of the shaft.

11. 1925.

On Jan. 6th, we again commenced the drying of the shaft from — 79 m to 94 m, but we could not advance anymore, for the discharge quantity was too great. Therefore, we stopped it in April, so the level rose to — 86.5 m. See Fig. 29.

The influence upon the water levels at the "east incline", the "1st incline" and the Yoshima shaft were represented on the same figure.

In September, 1.67 m^3/min gushed out at the Sumiyoshi mine. In December, we began to drain at Hirohata and the displacement was 5.5 m^3/min.

12. 1926.

In January, the displacement at Hirohata was 8 35 m^3/min. In April, it was 10.00 m^3/min.

The cause for the remarkable drop in the level was the draining at Hirohata. On Dec. 9th, there was a great boil of 11.58 m^3/min at the "3rd south" in Takasaka. In this case the level fell down 2 m as shown in Fig. 30.

At 7 a. m. the discharges were only 0.14 m^3/min but they increased to 11.58 m^3/min by 8 p. m. The previous rate of the decrease in the level was about 3 cm/day, but it changed after the spouting as follows

Dec.	9th	8 a. m. . . .	3 0 cm	
,,	9th	3 p. m .	1.5 ,	
,,	9th	6 ,, . . .		18 0
	10th	8 a. m. . . .	41 0 ,,	
	11th	8 ,, . .	91.0	
	12th	8 ,, . . .	69 0	
	13th	8 ,, .	40 5	
	13th	4 p m. . .		1 0

The total drop was 2.63 m. during 101 hours After then the level rose and its rate was 1 5 cm/hour and recovered 81 8 cm by 8 p m on Dec. 16th. After this, we could not notice any further effect The level showed the inclination of fall as before

The upper curve in Fig. 30 represents the water level at the "east incline". The effect of the same discharges is shown. The rise in the level at about 10 a m. every day depends on the displaced water from the "south incline"

13. 1927.

In August, owing to the temporary stop of the hot water pump at the "31st heading" in the "2nd incline", the level rose suddenly, but it turned to the ordinary state as usual since September, as the pump was operated. In October, we accomplished the drying of the "1st incline" The effect of this draining upon the level was not observed since the 17th, as it was covered by the natural firing. But it seems to be parallel with that of the "east incline" as shown in Fig. 17.

14. 1928.

On Sept. 20th, we accomplished the pumping at the Hirohata mine. On the same day we commenced the great draining at the shaft. On Dec. 22nd, the shaft bottom appeared after being flooded for seventeen years.

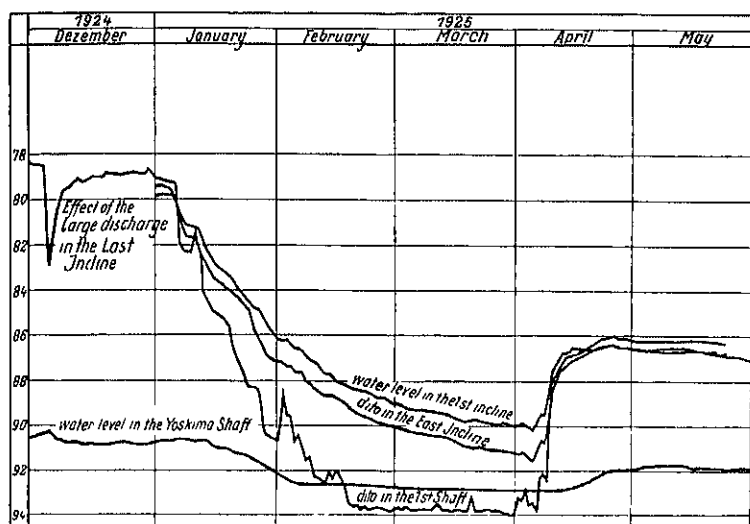



Fig. 29. Influence of Pumping in the 1st Shaft in Tsuzura upon the Water Levels of the other Mines in the Vicinity

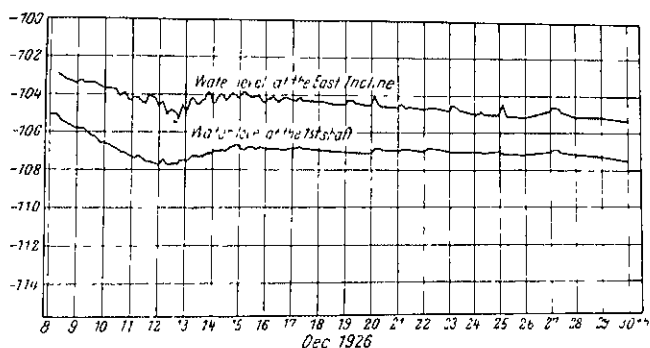



Fig. 30. Effect of the Sudden Large Discharge at the 3rd South in Takasaka on the Water Levels in Tsuzura, Dec. 1926

15. 1929.

In January we were busy damming up "seventeen downs" near the level road at the bottom of the shaft, and completed them in February. On Mar. 5th we stopped the great pumping except the hot water pump for Yumoto, therefore the level rose gradually 10 m and stopped at — 126 m.

Variation of Level Due to the Change in Atmospheric Pressure

The water level rose in every severe storm, but we supposed, at first, that the causes of those rises were simply the effect due to the Vadose water. But now we saw that the level was also affected by the atmospheric pressure as shown in Fig. 31.

The curve of the temperature was added only for general information. Why does the water level fall when the atmospheric pressure rises or the level rises when the pressure decreases? The author supposes that the frictions in the passages of the hot water may possibly change owing to change in pressure upon the whole surface of the ground.

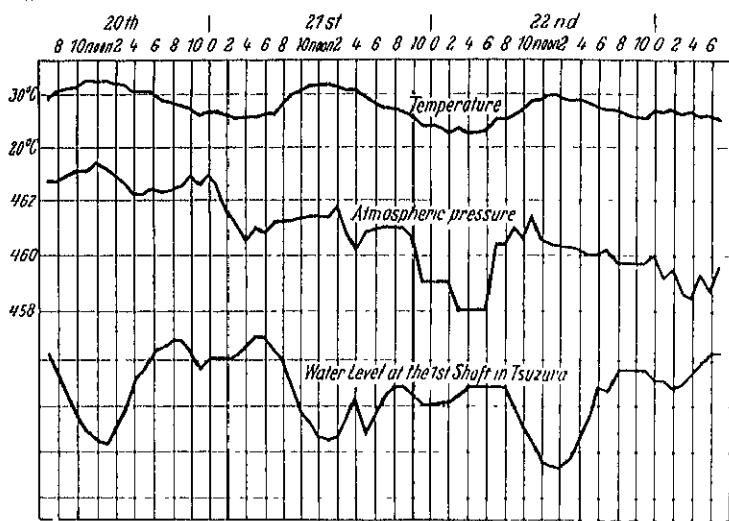



Fig. 31. Relation between the Atmospheric Pressure and the Water Level in the Tsuzura Shaft

We made researches on the relations between the discharging times and the tide, or the water levels and the tide. But we could not get any reliable result.

Avoidance of Spoutings

It has been shown from time to time in the foregoing chapters that a great deal of damage is incurred by hot water spouts and that they are great obstacles in mining works. This is especially felt in deep mines as the cost of pumping becomes so large even for a small amount of water. Hence, prevention or avoidance of such spoutings is the best and most economical solution. In this chapter are described some concrete methods that were adopted in the Iwaki Coal Mine

1. *Sand Flushing*

This method was chiefly adopted in the "south incline" in Tsuzura, the boundaries of which were subjected to great spoutings. In the east

there is the "east incline", in the west the "1st incline", to the north the Tsuzura shaft, and to the south the "4th shaft" in Iriyama.

It has been observed that the southern part of the incline near the Yumoto fault always issued hot water when the tunnels were dug. Consequently, if they change into a great spouting, the output of the Tsuzura mine will be greatly affected. For this reason, plans were made to avoid these spoutings.

The most probable positions for spoutings were explored in advance, and their characteristics were studied. If it can be avoided by preven-

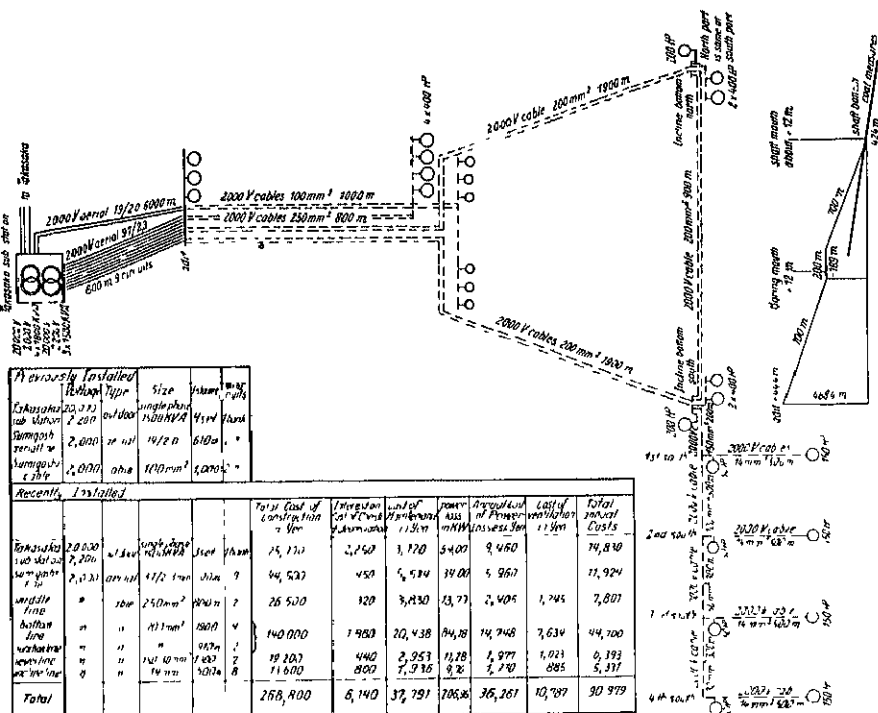



Fig 32 Economical Calculation of the Sumiyoshi Distribution Line in the Iwaki Coal Mine (in case of 2 200 v)

tion, steps will be taken to do so, but if it is found to be unavoidable all work will be stopped and thus further expense be prevented.

In mining locations of such condition, it must be done with absolute precaution. Hence, the worked-out places are filled with cinders and other materials to prevent cavings and swells.

2 *Advance Boring*

The cutting of Yumoto fault was considered a dangerous undertaking and it was decided to make advance boring in order to pass this barrier. With the advance borings it was possible to locate the vein

of hot or cold water, and in case it was struck, the holes were tightly plugged with cement. Thus cuttings were undertaken with absolute certainty from striking a spouting.

The excavation of the Sumiyoshi incline was continued for seven years by using such a method, without any accident.

The Future Pumping Scheme

It is understood that deep pit mining is very difficult, however, it may be profitable due to smaller amount of discharges.

Previously Installed	Voltage	Type	Size	Distance	No. of circuits
Takasaka sub station	20,000 / 2 200	out door	single phase 1500KVA	4st	3 bank
Sumiyoshi aerial line	2,000	aerial	19/2.0	600m	2 "
Sumiyoshi cable	2,000	cable	110mm²	1,000	2 "

Recently Installed						Total Cost of Construction in Yen	Interest on Cost of Const. plus depreciation	Cost of ... in Yen	power loss in KW	Annual Cost of Power Losses Yen	Cost of ventilation	Total annual Costs
Takasaka sub station	20000 / 6 600	out door	single phase 1500KVA	3set	1bank	30,000	3,783	2,250	54,00	9,460		15,493
Sumiyoshi line	6,000	aerial	37/2.5mm	600m	2	17,000	2,014	240	13,03	2 283		4,547
middle line	"	cable	200mm²	700m	2	30,500	4,360	320	17 40	3,049	1,578	9 307
bottom line	"		100mm² / 60 "	900m / 200"	2 / 1	36 500	5,074	620	20,68	3 623	1,876	11,191
substation	6000 / 3 200	in mine	75 200KVA	3set	2bank	18 000	1,805	2,490	24,00	4 205	2 177	10,587
[illegible] line	2 000	cable	150 30mm²	3,100m	2	19 200	2,353	440	11,28	1 977	1,023	6,133
[illegible] line	"	"	74mm²	500m	8	13,600	1,935	800	9 76	1 710	885	5 331
Total						164,800	21,930	7,070	150.15	26,307	7,539	62,846

Fig 33. Economical Calculation of the Sumiyoshi Distribution Line in the Iwaki Coal Mine (in case of 6 000 v)

The work on the western parts of the Yumoto fault was nearly finished and the seam 600 meters beyond the fault was reached, so the working place was adjoining the Waraido in Iriyama. It was supposed that the discharge quantity in this portion was less than that of Takasaka and assumed 20 m³/min as the maximum discharge to determine the electrical plan.

Due to the fact that one million tons of coal was to be taken from this incline, we assumed the power consumption as 3600 kWh.

From the geothermal gradient, we were able to guess the real temperatures of the working place to be 50° C, consequently, a consideration for cold air circulation was made. The ventilations through the incline were never a success, so it was decided to sink the "upcast" shaft in such a deep mine.

The main pumping room was decided to be placed at the bottom of the incline, — 430 m level. The next question was to determine whether it would require a single stage lift or a double stage lift. It was decided on single stage lift due to less maintainance cost.

For the distribution line, if the Takasaka sub-station was used, it would require the erection of 600 m aerial lines and 1610 m cables to the bottom of the incline.

The most advantageous position for the sub-station is at the mouth of the boring as the aerial distribution line is not required.

It has been found in Japan that the 3000 V distribution system is the most practicable. However, in the Iwaki mines, the 2000 V has been adopted since early days and changing the system would require rewinding on all motors. If such transition was to take place, there would have been a reduction in output due to time of rewinding

For the Sumiyoshi mine, 6000 V is the most suitable If 6000 V distribution is adopted, two banks of 6000—2000 V single phase self cooled 200 kVA transformers could be utilized Hence, this method would not interfere with the mining operations

The economical consideration for 2000 V and 6000 V system was calculated with the assumption that 3600 kWh of power was to be transmitted from the Takasaka sub-station Fig 32 shows the condition for 2200 V line and Fig 33 shows that for 6600 V line The cost of ventilation is, of course, the expense to circulate the air to cool the heat produced from the line losses The temperature rise was taken as 20 C and the the annual cost for ventilation of 1 m³/min was Yen 30 2 The straight line increase in the rate of power consumption was assumed from the beginning of 1930 to the end of 1934 and by this time the power amounts to 3600 kWh During the ten years from 1935 to 1944, the power shall continue at full load, and for the last ten years it was assumed to decrease proportionally until the end of mining operations.

The two cases were considered, and the merits for 6000 V line for the 25 years are

First 5 years	Yen 71,832 5
Next 10 years	287,350.0
Last 10 years	143,675 0
Cost of erection	110,500.0
	Yen 613,357.5

Résumé

L'une des plus grandes difficultés dans l'exploitation houillère, en particulier dans la Iwaki Coal Mine est l'irruption subite de sources chaudes qui inondent les galeries. Les perturbations qui en résultaient dans l'exploitation étaient telles, qu'il était impossible d'obtenir un débit uniforme de charbon, et même on était parfois obligé d'abandonner des mines. Afin de pouvoir prendre des mesures préventives, il est nécessaire de connaître les causes de ces irruptions.

Le présent rapport montre les différentes données rassemblées dans l'Iwaki Coal Mine, et explique les différentes recherches qui y ont été poursuivies. On y a étudié l'accroissement et la diminution des débits, et obtenu ainsi des courbes $Q : H$. Au moyen de ces courbes, il est possible de déterminer les courants des sources en un endroit et à un moment quelconque, qui pouvaient être obtenus d'autre part par la théorie fondamentale des drainages.

Les sources avaient une origine commune et étaient localisées habituellement dans une aire déterminée. En partant de ce fait, on étudia l'influence et la relation des sources entr'elles, au point de vue du temps, du niveau de l'eau, et des quantités d'eau. La valeur observée était différente de celle donnée par les expériences de Darcy. Le rapport explique quelques procédés, peu nombreux, pour la prévention des sources chaudes.

On a étudié de nombreux voltages pour l'exploitation minière, et le rapporteur expose les raisons conduisant à l'adoption de 6600 V.

Le études décrites dans le rapport contribueront à rendre exploitables les parties inaccessibles des mines de houille, d'une manière pratique et économique. Ainsi on parviendra à augmenter réellement les ressources charbonnières, et d'accroître la production du combustible, qui décroît constamment du fait de sa grande consommation.

British Indies

Water Hyacinths as a Source of Power

University College of Science and Technology, Calcutta

Prof. Dr Hemendra Kumar Sen

Water hyacinth, (Eichornia Crassipes) a plant growing over many of the tropical non-saline waters, particularly in lower districts of Bengal, spreads over an area of 4269 sq. miles in that province according to a report of the Special Officer appointed by the Govt. of Bengal. The eradication of water hyacinth has thus become a problem of very great importance and attempts to destroy it by spraying arsenic and other chemicals have been resorted to from time to time without any practical success Its high potassium chloride content already known, led the Department of Agriculture to establish an experimental station to extract this salt during the War-period. For various reasons, the chief amongst which being the adulteration of the ash with sand and earthy matters, the venture was discontinued and the programme of combating the growth of the weed in this way was abandoned We were at this time examining the nature of cellulose in different species of wood with a view to their utilisation for the production of power alcohol. Our attention was naturally drawn to the plant, in view specially of its rich potash content, after extraction of which, the fibre would be available for saccharification and subsequent fermentation

The green plant, on drying in the sun, loses about 95 % of its weight and shrinks into a pale yellowish brown straw with dark roots, having a volume of approximately one fifteenth of the green substance Analysis of the green plant shows it to contain 3 7 % organic matter and 1 1 % ash Although the green plant in all its parts shows the presence of starch, the dry plant does not show a trace of it If, however, the green plant is quickly dried in a steam-oven, the presence of starch is unmistakable The probable inference, therefore, is that the disappearance of the starch on gradual drying is due to the photochemical decomposition of starch through the intervention of chlorophyll. An analysis of the average root shows 0.07 % starch which works out at approximately 1.4 % on the air dried substance. The average content of starch in the leaf and the stem is 0.018 % on the green substance or 0 36 % on the air-dried. The recognition of the presence of starch is important in studying the bacterial fermentation of the green plant to which detailed reference will be made later.

In course of the experiment the root, the leaf and the stem as also the total weed have been separately investigated, both with regard to the potassium chloride content as also to the alcohol obtainable from them. As is obvious, to ascertain the relative proportion in weight between the different parts of water hyacinth is not very easy, as they differ greatly according to their growth. The average of several determinations may be given as below:

Stem	56.0 %
Leaf	14.0 %
Root	30.0 %
Total	100.0 %

This however, by no means, can be accepted as anything more than a very crude approximation. Experiments conducted to determine the percentages of ash and potassium chloride in the different parts of the dried plant gave the following results:

	Stem	Leaf	Root
Ash	24.9 %	18.1 %	23 %
KCl	14.2 %	5.5 %	7.5 %

The total plant on ignition leaves an ash, the percentage of which varies between 19.75 and 23 % on the air-dried substance. Below is a proximate analysis of the air-dried plant and its ash.

a. Analysis of the air-dried plant:

Moisture	13.46 %
Soluble in benzine	1.15
[1]Soluble in benzine alcohol mixture	7.70
Soluble in cold water	21.64
Soluble in hot water	23.64
Soluble in 1 % NaOH	15.54
Lignin	11.31
Pentosan	13.33
Cellulose (Cross and Bevan's method) . . .	21.89
Cellulose (ClO_2 method)	12.23
Total nitrogen (Kjeldahl)	1.45 - 1.73
Volatile matter	62.4
Total pentosan in cellulose (Cross & Bevan) . .	1.53 gms
Total pentosan in cellulose (ClO_2 method)	12.04
Total a-cellulose in cellulose (Cross & Bevan)	16.94
Total a-cellulose in cellulose (ClO_2 method) . . .	16.49

The approximate percentage composition of the air-dried sample may therefore be represented as follows:

[1] The extract contained practically no nitrogen. Nitrogen in the residue 2.23%.

Moisture	13.46 %
Ash	19.75
Fat and wax . . .	7.70
Total cellulose . .	42.23
Lignin	11.31
Nitrogen and its compounds . . .	5.55
Total	100.00

b. Analysis of the ash:

	Sample I	Sample II
Cl'	24.18	25.56
CO_3''	4.92	6.46
SO_4''	4.68	4.72
P_2O_5	6.06	6.21
SiO_2	9.32	2.44
$Fe_2O_3Al_2O_3$	13.21	13.31
CaO	9.08	9.39
Potassium	26.60	32.00
Sodium	2.02	

The high percentage of alumina led us to think that it might be due to any adhering clay. Sample I represents an ordinary sample and sample II represents a washed and cleaned one. The difference was only noticed in the silica-content which shows the general richness of the plant in alumina, as the iron is present only in traces in the ash.

The primary importance of the ash cannot be regarded as being wholly due to the large amount of potassium chloride present in it, as, in addition, quite a substantial amount of calcium phosphate and alkali carbonate are present in it (vide analysis). Extraction of the ash with water completely removes the chlorides, sulphates and a part of the carbonates giving a residue of calcium phosphate, calcium carbonate, alumina, and silica. The percentage of alkali carbonate in the ash varies, according to the source of supply and the mode of incineration, from 1.5 to 9%. If we accept any figure from 3 to 5% as average the ash would then be comparable in richness to some of the alkali sands in India and Burma and as such, may be of some value. The insoluble calcium phosphate may be rendered available for use as manure, adding thereby to the value of the dried plant.

The growth of the plant is so fast that an area cleared has been known to be equally dense again in less than two months. Assuming, however, that after clearance the plant is altogether extinguished, there is in Bengal alone at the lowest computation 107 million tons of green water hyacinth or 5.3 million tons of air-dried water hyacinth containing over half a million tons potassium chloride and 65 000 tons of ammonia. Besides, the fibre on digestion with sulphuric acid can give 69 million gallons of 90% alcohol.

Three methods of utilisation of this weed have been investigated:

1. Saccharification by acid digestion and subsequent fermentation:

2. Gasification of water hyacinth by air and steam with the recovery of ammonia;

3. Bacterial fermentation and utilisation of the evolved gas for power production.

The recovery of KCl in all the three methods is a chief feature.

The three methods of utilising water hyacinth have been tested experimentally in the Technical Chemistry Research Laboratory of the University College of Science, Calcutta, with the following results:

1. Method of Procedure: The dried plant is first cut into small bits to suit the size of the autoclave in order to ensure maximum utilisation of its capacity. The autoclave under consideration had a capacity of 1.5 litres and could hold 200 grams of dried water hyacinth and 400 grams of water under easy working conditions. The hyacinth was moistened with twice its weight of water which, however, could be reduced greatly. From 150 to 200 grams of water were introduced into the autoclave for generating the steam for heating purpose The pressure is raised up to 9 at. in about 15 minutes and retained at that for an equal period. The mass which is now greatly softened is taken out and mixed with hot water very thoroughly. It is then squeezed in a press, and the water collected without any loss The operation is repeated twice, that is, altogether three times when more than 95% of the potassium chloride is found to have been extracted The total liquor is now measured, a part of it dried, incinerated and ultimately redissolved in distilled water and filtered The estimation of potassium chloride in the filtered solution by standard silver nitrate ordinarily gives a number higher than 12 as the percentage of potassium chloride (The potassium chloride so obtained is 95% pure KCl)

The pressed mass which considerably loses in volume by the process of digestion is then moistened with two times the weight of water calculated on the basis of the dried water hyacinth initially taken and including the water contained in the pressed mass after first digestion This water was already acidified with a quantity of concentrated sulphuric acid equivalent to 4.5% on the weight of the dried water hyacinth taken for the experiment, making thereby an approximately N/2 solution of sulphuric acid The acidulated mass is then again introduced into the autoclave, heated up to 9 at. in the course of 12 minutes, and maintained at that pressure for 15 minutes. After cooling, the mass is taken out and extracted with water till free from reducing sugar Generally, by operating carefully, 8.5% of reducing sugar on the weight of the water hyacinth taken is obtained at this stage. The concentration of sugar in the solution, if the operation of extraction is conducted carefully, is in the region of 2.5%. The extracted and pressed mass is again treated with 2¼% of sulphuric acid with as much water as would produce an N/2 solution and redigested at 9 at.

for a period of 15 minutes. Usually the percentage of sugar extracted by this operation is 4.5, thus making an aggregate of 13 % of reducing sugar of which 72 % may be taken as being fermentable on an average. This would correspond to $\frac{13 \times 0.72}{2}$ grams of alcohol per 100 grams of dried water hyacinth or approximately 13 gallons of absolute alcohol per ton of the dry material.

The residue left after the second digestion, when pressed and dried, corresponds to 25 % of the weight of the initially taken water hyacinth and has a calorific value of 7700 B. T. U. Its appearance is brownish black and quite usable as fuel, specially under a somewhat forced draught.

It is obvious that for technical operations the strength of potassium chloride and sugar solutions should be available as high as possible after digestion of the water hyacinth in the autoclave. The following figures were obtained in a typical experiment:

40 grams of water hyacinth were treated with 80 grams of water and digested as usual. The mass was pressed and 54 cu. cm. of liquor were collected. The pressed cake was further macerated with 50 cu. cm. of hot water and pressed again. 50 cu. cm. of liquor were again collected. The operation was repeated a third time, altogether yielding 154 cu. cm. of liquor, having 4.8 grams of KCl in it, corresponding to a strength of 3.2 % KCl. 144.0 cu. cm. of this liquor were used for the extraction of a fresh mass of another 40 grams of digested water hyacinth. The total liquor amounting to 194 cu. cm. contained 8.55 grams of KCl corresponding to a 4.5 % KCl solution. 150 cu. cm. of this liquor were utilised for extraction of a third lot of 40 grams of digested water hyacinth, yielding altogether 200 cu. cm. of liquor, containing 12.8 grams of KCl corresponding to a 6.4 % solution.

Similarly, the strength of the sugar solution can be raised to 6.0 % or even higher, but as a rule our fermentation experiments were conducted with sugar solutions seldom above 2.4 % in strength, rarely below 0.5 %. All these fermentations were conducted with active yeast either from Dr. Bose's Laboratory, Ltd., or from the Russa Distillery, both in Calcutta, to the proprietors of which earnest thanks are due.

Plants Required for Technical Operations

As we have no idea at this stage as to the quantities of dried water hyacinth available at any centre, we shall discuss the technical feature of the problem with the help of a 1300 gallon plant. This would mean the construction of a unit capable of handling 100 tons of dry water hyacinth per day.

1. The experimental autoclave having a capacity of 1.5 litres can hold 200 grams of dry water hyacinth with 400 cu. cm. of water for digestion. In other words, if a single digestion were intended to cope with the total 100 tons, approximately 28,000 cft of space would be required. Assuming the standard straw digesters to be in requisition, having a length of 25 ft

and a diameter of 8 ft, one such, operating 6 times in 24 hours, would be able to handle about 20 tons of dry material in the following way: As each digestion from filling down to clearing would not require more than 3 hours, the total operation of aqueous digestion for obtaining potassium chloride from 20 tons of the weed would be completed in 12 hours. During the next 12 hours the double digestion of the previously digested mass with approximately N/2 sulphuric acid is contemplated. In view of the large reduction (over 50 %) in the volume of water hyacinth after the first aqueous digestion, there will be no difficulty in getting through two digestions with acid during the next 12 hours. Using six to eight digesters, therefore, there would be always a few left as standby. The cost of one such digester would be approximately £ 1200 or altogether a capital expenditure for 8 digesters would not probably exceed £ 10,000.

2. For the extraction of liquors after digestion, a diffusion battery and a press would cost about £ 3000.

3. There will be approximately 40,000 gallons of KCl solution of about 6 % strength to evaporate daily by the multiple effect. The latter would cost £ 6000.

4. Assuming the liquor to be fermented to have 2.4 % sugar content, about 100,000 gallons of vat space for a single fermentation would be required. For a three day fermentation, therefore, 300,000 gallons of vat space would be necessary. 30 vats of 10,000 gallons capacity per day would cost £ 4000. To this must be added boilers and pumps at a total expenditure of £ 4000.

5. As the transit of sulphuric acid is likely to be expensive unless the distillery is put up next door to a sulphuric acid manufactory, and as the cost of sulphuric acid bought from outside would be prohibitive, a sulphuric acid plant should be considered an adjunct to this process Since the two successive digestions, would consume 6 75 tons of sulphuric acid, a 7 ton plant would be necessary. This would cost about £ 9000. The total cost of plant for treating 100 tons of dry water hyacinth per day would be:

Digesters	£ 10,000
Diffusion battery and press	3,000
Multiple effect evaporator	6,000
Vats	6,000
Still	4,000
Boiler and pump	4,000
Sulphuric acid plant	9,000
Incinerators, crystallisers, driers, etc.	3,000
	£ 45,000
Housing including storage godown for the hyacinth	20,000
Working capital	20,000
	£ 85,000

That this figure is at least 25% higher than what would be required actually is obvious from the plant costs given by other authorities:

Annual production of alcohol	Strength of sugar solution	Cost of plant	Working expenses including depreciation, interest, labour, etc	Cost of production per gal. excluding the cost of raw material	Remarks
0.44 million gallons.	2% sulphite liquor.	£ 25,000 (1915)	£ 12,000	6½*d.*	Kiby.
—	Do.	—	—	5½*d.*	Haegglund.
1 million gallons.	5% Classen's process.	£ 20,500	£ 20,700	5*d.* (90%)	Ewen and Tomlinson.
1.4 million gallons.	10.3% Classen's process.	$ 456,920 ($ 200,000 for converting the wood into sugar and $ 256,920 for fermentation and distillation plant).	—	—	Standard Alcohol Company at Fullerton La

The balance sheet of a 100 ton plant, therefore, works out as below:

	£	s.	d.
Cost of 100 tons a £ 1—6s. per ton of dry water hyacinth	£ 130	—	—
Cost of first digestion	5	2	8
Cost of evaporating by the multiple effect .	5	17	4
Evaporation, incineration, crystallisation and drying	1	10	—
Cost of second and third digestion	7	13	4
Cost of sulphuric acid including depreciation, wages, running costs, etc. . .	24	15	—
Cost of chalk	5	2	8
Cost of distillation at 5d per gallon including depreciation, labour, running costs, repairs etc.	27	—	—
Depreciation on digester plant a 10% .	3	7	-
Overhead charges including wages for the digestion plant	6	—	—
	£ 216	8	—

Sale proceeds — 10 tons of KCl at £ 11—7 sh. per ton (95% pure) . .	£ 113
1300 gallons of absolute Spirit at 2/— shillings per gallon	130
Residual fibre as fuel 20 tons at 11 shillings per ton	11
	Total £ 254

Assuming roughly a profit of £ 40 per diem, and working 300 days in the year, there should accrue a total profit of £ 12,000 which works out at a little over 14.0%.

Remarks: The cost of collection is the only uncertain figure in the balance sheet. Before I state my own notions about it, I would like to interpret Mc. Lean's figure for the cost of collection.

He states the cost of clearing water hyacinth with elevators comes to Rs. 33/— (i. e., £ 2. 4. 0) per acre in Florida. The wages there are exceptionally high compared with Indian wages. This figures would be very likely reduced to half under Indian conditions. If 73 tons of green water hyacinth or 3.7 tons of dry are reckoned per acre (a very low computation from certain large patch measurements), and assuming with Mc. Lean £ 2. 4. 0 as the cost of collection, the cost per ton of dry water hyacinth merely for collection comes up to Rs. 9/— (12 shillings) only. I have ascertained that a labourer by hand picking can gather 50 maunds (1.8 tons of green) per day; in other words 40 men would be necessary for 73 tons. Reckoning wages at one shilling a day, the cost of collecting 73 tons would £ 2/— *even by hand gathering.* Hence on my basis of £ 1.6.0 per ton of dry, there would be 14 shillings left for transport and drying per ton. From the statement of a boatman (Mahammad Mulla, P. O. Bardal, Calcutta address — 8, Charakdanga) plying trade in fuel wood between the Sunderbans and the Canal in Calcutta, it appears that 1½ d would be about the maximum total boat charges per 82 lbs (= maund) of dried water hyacinth over 140 miles. Even assuming 2 d as the freight per maund over this distance, a ton would require only 56 d or 4/8 leaving 9/4 for drying expenses. With mechanical contrivances (if such contrivances have any sense) the cost of collection would be considerably less. The figures for Irish peat collection as stated by the Fuel Research Board in their publication, "The Winning, Preparation and Use of Peat in Ireland — Reports and other Documents" see page 50 is very instructive in this connection.

The following is the cost of hand winning peat fuel at Ticknevin Co., Kildare, based on wages of 12 s (prewar) and 20 s (1917) per week of 72 hours:

	Prewar	1917	
Cutting, catching and spreading	2.16 s	3.16 s	per ton
Footing	0.36	0.60	air dried
Clamping on bog	0.24	0.40	„
Total labour cost of winning peat on bog . .	2.76	4.60	„
Filling and transport in carts a distance of 1½ miles and stacking on canal bank .	2.40	2.80	„
	5.16	7.40	
Rent of bog face	0.80	0.80	
Total cost at canal bank	5.96	8.20	

As will be seen, the cost of transport of the fuel 1½ miles to the canal is more than 40% of the total prewar cost, even including rent, and this is the result of the uneconomic conditions under which it is hauled, only 5 to 7 cwts being taken in each load over the rough bog roads.

I think on this point we must go on figures much higher than in the case of peat considering the distributed nature of occurrence of water hyacinth. Thus 3½ times the cost of a ton of peat have been considered as safe and workable.

As to the yield of potassium chloride: I have taken it at 10% even when I got from the Narkeldanga (suburb of Calcutta) samples an average of 12% KCl. A potassium chloride content as high as 15% was sometimes noted, but in no case less than 11% in our experiments. Although there is no inherent impossibility in the potash content being altogether negligible in some samples, I doubt very much whether the range between the maximum potash content and the minimum would be considerable. From my own experiments, I am not in a position to make any statement about this maximum or minimum as the samples were drawn from the same locality. I can only go by the records of *Finlow* and *Mc. Lean* who probably have made the most valuable and reliable contribution to the chemical literature on water hyacinth. I find in Bulletin No. 71 of the Agricultural Research Institute (Pusa, India) on water hyacinth by these two workers, the record of a large scale experiment conducted with about 850 maunds (82 lbs = one maund) of fresh green plant from the Canal in Dacca City. Experimenting with 356 maunds and 39 seers of the green hyacinth out of this lot, a 12% of KCl is recorded. Experiment with such a large weight undoubtedly records a probable average

A publication by the same two authors in the Agricultural Journal of India (page 419 to 424) is very important specially because the authors under the same titles as before only give a summary of the work published in the Pusa Bulletin referred to above, with a most significant foot-note: An extensive series of analyses recently made indicates that the potash content of water hyacinth varies within wider limits than those given above. For instance, some samples of plant-ash taken from 'Khals' in Dacca City and Narayangunge have been found to contain as much as 35% of potash (K_2O). This plant was about 3 ft. high and very vigourous. On the other hand, the ash of plant from poor red-soil districts contained as little as 11% potash This plant was stunted. The ash of sample of water hyacinth sent by the Director of Agriculture in Madras contained 18% potash

Now, in order to be able to obtain a real mean, obviously a very large number of experiments is necessary. Even if we take a mean of all the high and low contents of potash recorded in *Finlow* and *Mc. Lean's* as also in Mr. *N. C. Bose's* report, (4.4+6.2+4.4+8.0+7.8+8.7+2.7+4.5

$+6.9) \div 9$ or 5.9 % K_2O equivalent to 9.84 % of 95 % KCl (in which
the chloride is expressed in this report) is obtained. I have take
trouble of calculating this average not so much to prove my figur
to draw attention to the danger of taking means of a limited nu
of experimental results. I must make it once again clear that my
is open with regard to the potash content. A revised balance
with an 8 % KCl will not very materially change the prospect of
scheme in which economy is possible from various sources.

2. *Gasification of Water Hyacinth by Air and Steam*

This process is essentially largely similar to that attempted in Eu
and America for the utilisation of peat. Excepting for physical
milarity both with regard to structure and mode of occurrence, the
a fundamental unity between these two varieties of fuel. In
considerable bacterial fermentation had already proceeded rend
it more cohesive and carbonaceous, though of a crumply nature
drying. Water hyacinth, however, is an aquatic plant characte
by a very high percentage of water content like that of peat, as n
as 95 %. Then again the nitrogen content of a dried sample is as hig
2 % or even a little more just as in peat (dry). The ash content is n
higher reaching up to 22 % at times, the valuable product (KC
which improves no doubt the economic prospect of subjecting the p
to recovery distillation. If one examines the calorific value and st
superheating curves, one will at once notice that a pound of dry w
hyacinth having a calorific value of 6530 B T U. will bear no tech
gasification with more than 80 % water content as the whole of
fuel value of the plant would then be used up in evaporating and su
heating the water contained therein Mere sun-drying reduces
moisture content to 16 %, whilst at Orentano in Italy the peat is repo
to have been brought to the producers with 32 35 % water cont
With this water content there is efficient working *Caro* claims
peat containing up to 50 % moisture can be treated in Mond Produ
to yield 70—80 % of its nitrogen content as sulphate of ammonia.
and *Frank* go still further and consider even 60 % water conten
being workable. *Haanel* whose critical review in this direction is
important, opposes this figure and maintains that "under the most
conditions — which do not and cannot obtain in actual practice
quantity of heat generated by the burning of such peat is not suffic
to effect the various reactions and provide for losses" and simultaneo
gives a power gas of the heating value claimed.

The bulk of the dried water hyacinth has also to be taken into co
deration as compared with dry peat.

The results of some of the numerous experiments are given belo

The gas volume works out on an average at 40,000 cft. per to
dry weed, having under good conditions a calorific value of 142.8 B.T

Gasification of 100 gr. of air-dried material.

Furnace temperature	Air saturation temperature	Air vol.	Time	NH_3	Gas
720°—730°C	75°C	2.4 cft.	3 h. 13 min	1.17%	130 litres (H_2—12.6% CH_4—1.2% CO—14.03% CO_2— 5.0% N_2—67.17%)
720°—730°C	80°C	2.6 cft.	1½ h.	0.94%	(H_2—14.14% CH_4—1.5% CO—12.8% CO_2—6.5%)
800°—810°C	70°C	2.8 cft.	3 h.	—	134 litres (H_2—16.6; CH_4— 4.8% CO—21.7% CO_2— 4.1% N_2—52.8%
960°—980°C	75°C	2.7 cft.	1¼ h.	0.82%	135 litres (H_2—19.7% CO—22 1% CO_2—3.4% CH_4—nil nitrogen-residue)

Calculating from experimental condition of blast saturation at 75—80° C, we find 1.95 grams of moisture are carried for 5 grams of dry water hyacinth or $\frac{1.95}{5}$ = 0 4 lbs of steam per lb of water hyacinth

The ammonia content expressed as ammonium sulphate is 82—116 lbs to one ton of water hyacinths The residue after gasification is dull grey ash not fused to the sides of the silica tube if the temperature does not exceed 1000° C. Too high a temperature should also be avoided in order to prevent the volatilisation of KCl The mass next extracted with water and filtered gives a 95% pure specimen of KCl

Manufacturing costs

100 tons of dry water hyacinth

Coal for gasification of 100 tons = 10 tons at 11 sh. per ton . . . . £ 5—10—0d

(100 tons require approx 50 tons of steam = 10 tons of coal of 5 lbs of steam per lb. of coal)

6 tons of sulphuric acid (65% strong i. e., chamber acid) at £ 2—13 sh. per ton . £ 16—..—..

5 tons of ammonium sulphate and 10 tons of KCl recovery at—1 sh.—per cwt. flat £ 13— 6—..

£ 34—16—0d

	£ 34—16—0d
Depreciation and interest: —	
1. Interest at 5% on £ 20,000/— for housing storage etc.	£ 3—6 ..
2. Depreciation storage godown, housing etc. at 5/— for £ 20,000/— . . .	£ 3—6 ..
3. Depreciation on plant at 10% on £ 20,000/—	£ 6—12 ..
Establishment and overhead charges . .	£ 6—12 ..
	£ 54—12 0d

Sale proceeds:

40,000 cft, of gas of calorific value 120 B. T. U. at 1½ d per 1000 cft for 100×40,000 cft	£ 25— .. ..
(c f. page 340 of Greenwood 1¾ d per 1000 cft of 135 B. T. U.)	
Ammonium sulphate 5 tons at £ 10/-- per ton	£ 50/ -
KCl 10 tons at £ 11/7 per ton	£ 113/—
	£ 188-- .. ..
Subtracting a 13% dividend on the total outlay of £ 60,000/—	£ 26-- .. ..
	£ 162 -- .. ..
Subtracting again £ 54--12 for manufacturing expenses	£ 54 12 .
	£ 107 8 ..

That is to say, per ton of dry water hyacinth £ 1 1 6 can be pai as against £ 1—6—.. by the alcohol scheme.

It would appear further that the utilisation of the gas for powe purposes in any large industrial centre would bring in competition wit coal which at a distance of 120 miles from, say, Calcutta is only 4 shilling per ton at the mouth of the pit, and at the present rate of railway tarif a ton could be landed at as low a figure as 10 shillings in Calcutta

3 *Bacterial Decomposition of Water Hyacinth*

The comparatively large quantity of hemi-cellulose in the wee naturally suggested the possibility of utilising the weed by bacteria fermentation. Some preliminary experiments were already publishe *Sen, Pal and Ghosh*, J. Ind. Chem. Soc. 1929, page 689), and sinc a controversy appearing in a local trade Journal, 'Capital' betwee Dr *Gilbert Fowler*, late of the Cawnpore Technological Institute, Indi and Mr. *Weston*, Director of Industries, Bengal, India, the question ha been subjected in the Applied Chemistry Laboratories of the Calcutt University to a more detailed investigation. The results are give below:

The green water hyacinth as it is collected from canals or moors (large tanks, contains 95% water, about 4% organic matter, and 1% mineral matter. The green plant was first of all macerated by pounding in a iron pestle and mortar to small shreds, and the whole carefully transfered to a large and tall Winchester bottle (3 litres usually) containing sewage of a definite volume from the Calcutta Corporation under ground mains. The latter invariably contained a lot of sludge principally sand and earth. Experiments were performed both with raw sewage as collected as well as the opalescent liquor obtained after settling the former. The former gave decidedly faster rates of gas evolution and larger volumes of gas in the end The temperature between March and April was usually 32° C in the laboratory. No special care about temperature regulation was taken except in particular experiments described in the original paper (J. Ind. Chem. Soc. loc. cit.) for obvious reasons. The working of the bacteria progressed very well between 30—36° C, but over 40° C, the action seemed faster in the beginning, but towards the end no special advantage was noticed so far as total gas production was considered. All experiments were checked against controls and gas volumes were corrected accordingly. A typical result is given below:

196 grams of green water hyacinth containing 80% moisture gave with 3/4 litre unsettled sewage the following.

	Total gas	Control
17th March, 1930	1875 cu.cm.	500 cu.cm
18th ,, ,,	3750 ,,	500 ,,
19th ,, ,,	4320 ,,	500 ,,
20th ,, ,,	3100 ,,	350 ,,
21st ,, ,,	3100 ,,	300 ,,
22nd ,, ,,	2600 ,,	200 ,,
23rd ,, ,,	2100 ,,	150 ,,
24th ,, ,,	1560 ,,	100 ,,
25th—28th ,,	3650 ,,	200 ,,
29th—31st ,,	1100 ,,	120 ,,
	27,155 cu.cm	2920 cu cm.

Surplus gas due to fermentation of water hyacinth (196 grams green) 24,235 cu. cm collected over 31° C-water.

196 grams of 80% moist water hyacinth corresponds to 39 2 grams of dry matter of which 16 4 grams correspond to α-, β-, and γ-celluloses. Roughly speaking, therefore, without considering the decomposition of nitrogenous matter, lignin, fats, resins, 24,235/16.4 = 1475 cu cm. of gas of the average composition: CO_2—22·1%; Oxygen—1·2%; CH_4—51·6%; H_2—25·4%, per gram of cellulose matter were collected.

Towards the end, the composition of the gas varied considerably, giving decidedly larger volumes of methane and little of hydrogen·

Methane	70 %	
Hydrogen	3.8 %	
Carbon dioxide	25.2 %	
	99.0 %	
Nitrogen and oxygen by difference	1.0	100.0 %

Whilst the fermentability of smashed green hyacinth is great, that of the dry is very sluggish and improves only after digestion under pressure with acidulated water. The yield of gas however scarcely exceeds more than half of that obtained from the green material.

A typical experiment with 5 grams of Swedish filter paper gave with $^3/_8$ litre sewage, the following volumes of gas from day to day:

	Total vol.	Control
17th of March 1930	500 cu.cm.	250 cu.cm.
18th „ „	1000 „	250 „
19th „ „	1000 „	250 „
20th „ „	850 „	150 „
21st „ „	750 „	100 „
22nd „ „	500 „	75 „
23rd „ „	500 „	75 „
24th—26th „ „	650 „	50 „
27th—31st „ „	600 „	75 „
	6350 cu.cm.	1275 cu cm.

The total gas from 5 grams of filter paper, therefore, = 5075 cu cm. or approx. 1000 cu. cm. per gram of cellulose. The average composition of this gas, however, is somewhat different, being poorer in hydrogen:

CH_4	79.2 %
CO_2	15.0 %
H_2	2.7 %
N_2	3.1 %
	100.00

It should be pointed out in this connection that whilst with water hyacinth the output of gas is 1475 cu cm. per gram of cellulose matter, with cellulose it is only 1000 cu. cm. This may be due to various causes which need not be entered upon here.

Tentative Balance Sheet·

Volume of gas (26,500 cft of 600 B. T. U.) per ton of dry hyacinth at 7 d per 1000 cft 26 5 × 7 d	£ —15—6
Potassium chloride	1. 2—6
	£ 1—18—0
Deducting approximately 20 % working expenses and depreciation	£ 8—0
	£ 1—10—0

The price therefore available for 1 ton of dry water hyacinth for the bacterial decomposition process is £ 1.10.—at the maximum. The values given to the same material by the other two processes are £ 1.6.0 and £ 1.1.0. It would appear, therefore, that all the three processes are practically of equal value and one can have preference over the other only under special local circumstances. The leading of gas over hundreds of miles though practiced in Europe and in America does not appear at the present moment very feasible in India, in spite of the simplicity of bacterial fermentation. Alcohol being a costlier commodity can bear transport freights much better, and with the development of economical saccharification processes, conversion of cellulose into alcohol is of better promise. Further work is proceeding.

Saccharification by Hydrochlorid Acid

The saccharification of water hyacinth was also effected using hydrochloric acid. The method followed is a modification of *Willstatter's* process, our experiments being conducted at 22° C. After the hyacinth was extracted for potassium chloride, the digested and pressed out mass usually weighed 14 gms. when 10 gms. of dried water hyacinth were taken for digestion. To the pressed mass 14 cu. cm. of water were added and the whole saturated with a current of hydrogen chloride gas. External cooling by a current of ordinary water was resorted to. After the saturation the mass, which fell into a soft pasty condition, was left at the ordinary room temperature for 15 minutes. The hydrochloric acid was removed from the paste under reduced pressure at a temperature not exceeding 80° C. About 1 gram of hydrochloric acid usually was retained in the mass which was then diluted with about 100 cu. cm of water and boiled for an hour. The filtered liquor now contains on an average scarcely below 2 gms of reducing sugar corresponding to 20% on the weight of the dried water hyacinth. The liquor is then neutralised with calcium carbonate and fermented as usual The following fermentation figures were obtained: 86%, 89%, 51%, 77%, 59%, 69%, 66%, 86%, 89%, 77%, 59%, 60%, 69% and 66% of the total reducing sugar giving thus an average of 71% fermentable sugar corresponding to a yield of 20 gallons of absolute spirit or 22 gallons of 90% spirit per ton. This increased yield is only to be expected. Vessel difficulties which were in the past considered insurmountable appear however, now to be of minor importance since the application of 'bakelite' on the lining of vessels. Besides the use of 'prodorite' a special material which is resistant to HCl up to a temperature of 120° C, advocated and employed by *Vernet* (Chimie et Industrie, Special No. May 1923, p. 654—657), gives an entirely different complexion to the hitherto unsolved problem of vessel in connection with the use of hydrochloric acid. In arriving at the cost of production by the hydrochloric acid method the only uncertain figure is the power required for the pumping out of the hydrogen chloride from the pasty mass. An experimental effort to get at any approximate figure for this part of the process by

using a Cenco pump the working horse power of which was known, gave a very high figure amounting approximately to about 2—3 kWh per gallon of absolute alcohol. We had no other means of verifying this figure on a tolerably larger scale but consideration of vacuum evaporation by multiple effects supports this figure. Calculating on that basis and calculating also on the basis of 10 % loss of the hydrogen chloride used, the cost of producting one gallon of rectified spirit would be 1 shilling. It is important to note here that such a scheme can only depend upon cheap hydrogen chloride which in the absence of a Leblanc soda process can only be made available through electrolytic production of alkali. The establishment and the continuance of the hydrogen chloride process for the saccharification of cellulose would depend on the establishment of the latter industry, the site of the alcohol factory being consequently selected in the proximity of electrolytic alkali works. We should point out also in this connection that the utilisation of the chlorine for generating hydrogen chloride would give a better chance for alkali works to compete with foreign alkalies. The economic correlation between chlorine and caustic soda or caustic potash when produced electrolytically is too well known to dilate upon.

If, as indicated above, several small units are merged into a larger one the cost of production per gallon of 90 % spirit will be considerably less.

	£	s	d
Cost of 100 tons of dry water hyacinth at £ 1.6.0 per ton	£ 130	0	0
Cost of first digestion	5	2	8
Cost of evaporation by the multiple effect evaporator	5	17	4
Evaporation, incineration, crystallisation and drying	1	10	0
Cost of hydrochloric acid lost	7	7	0
Chalk	13	0	0
Cost of pumping	12	10	0
Cost of distillation of 2000 gallons of spirit at 5 d per gallon including depreciation	41	13	0
Depreciation on digester plant	3	7	0
Overhead charges including wages for the digestion plant	4	0	0
	£ 224	7	0
Sale Proceeds:			
10 tons KCl at £ 11.4.0 per ton . . .	£ 112	0	0
2,000 gallons of absolute spirit 1 shilling 3 d[1]	125	0	0
Residual fibre	9	0	0
	£ 246	0	0
Profit	224	7	0
	£ 21	13	0

This works out at 16 % on a capital outlay of £ 40,000.

[1] 1s 3d per gallon may be considered as approaching the ordinary expected price for power alcohol. If the price of water hyacinth is 33% less, alcohol (90%) could be sold at 9d per gallon which is evidently satisfactory.

Zusammenfassung

Die Wasserhyazinthe (Eichornia crassipes) ist besonders in den tiefliegenden Gegenden von Bengal weitverbreitet, wo sie eine Fläche von 11 000 qkm einnimmt und dadurch dem Ackerbau großen Schaden zufügt und Störungen in der Binnenschiffahrt verursacht, sodaß man sie seit langem nach Möglichkeit bekämpft hat. Sie hat einen Gehalt an Chlorkalium von 12% und an Cellulose von 42%.

Mit der Ausrottung der Wasserhyazinthe befassen sich außer Indien besonders Australien und die Vereinigten Staaten. Die vom Verfasser vorgenommenen Untersuchungen über die Verwendungsmöglichkeiten umfaßten die folgenden drei Verfahren:

1. Gewinnung des in der Pflanze enthaltenen Kaliumchlorids durch Druckdampfzersetzung und nachträgliche Zuckerbildung mittels verdünnter Schwefelsäure bzw. gasförmiger Salzsäure, unter alkoholischer Vergärung. Der aus jeder Tonne getrockneten Unkrauts gewonnene Alkohol beträgt ca. 60 Liter; die Anwendung des Scholerischen Patentes von 1929 zur Umwandlung des Zellstoffes in Zucker würde die Herstellung noch begünstigen.

2. Bei Vergasung mittels Dampf und Luft ergibt 1 t luftgetrocknete Hyazinthen ca. 1133 m³ brennbares Gas, mit einem Heizwerte von 1270 kcal/m³ und von folgender Zusammensetzung:

Kohlendioxyd	4,1%
Wasserstoff	16,6%
Methan	4,8%
Kohlenmonoxyd	21,7%
Stickstoff	52,8%

Außerdem wurden 100 kg 95prozentiges reines KCl und 50 kg Ammonsulfat gewonnen.

3. Bakterielle Zersetzung mittels Rieseljauche ergab rund 750 m³ Gas aus 1 t trockener Wasserhyazinthe, dessen Zusammensetzung folgende war:

Kohlendioxyd	22,1%
Sauerstoff	1,2%
Methan	51,6%
Wasserstoff	25,5%

Das Gas ist sehr rein und brennt mit blauer Flamme, sein Heizwert ist 5350 kcal/m³. Die luftgetrocknete Hyazinthe gärt schwer und ergibt nur die Hälfte der aus grünen Hyazinthen gewinnbaren Gasmenge.

Die wirtschaftliche Ausnutzung dieses Unkrautes hängt hauptsächlich von der Transportfrage ab. Da der Wassertransport billig ist, können die vorläufig abgeschätzten Kosten wahrscheinlich auf drei Viertel herabgedrückt werden. Es erscheint daher durchaus möglich, aus der Hyazinthe Alkohol und Gas zu Kraftzwecken, und zwar zu konkurrenzfähigen Preisen, herzustellen.

Brennstoff-, Kraft- und Wärmewirtschaft in einzelnen Ländern

Prof. Dr.-Ing. W. Pauer

Die Berichte lassen sich in zwei Gruppen teilen: die erste Gruppe befaßt sich mit der Energiewirtschaft einzelner Staaten oder noch größerer Gebilde, die zweite Gruppe behandelt eine Reihe von energiewirtschaftlichen Sonderaufgaben.

Bericht Nr. 386: Die Energiebilanz und ihre Gestaltung in den Staaten Mitteleuropas (Ungarn)
Dipl.-Ing. E. Haidegger

Der Verfasser behandelt für das europäische Festland ohne Spanien, die nordischen Länder, die Randstaaten, Türkei und Griechenland die Energiebilanz als Ergebnis der Eigenerzeugung, Einfuhr und Ausfuhr nach den Mengen und dem Wert der einzelnen Energieformen In dem betrachteten Gebiet gleichen sich die Mengen der Einfuhr und Ausfuhr aus, wegen des größeren Wertes der überwiegend eingeführten flüssigen Brennstoffe übertrifft jedoch der Wert der Einfuhr den der Ausfuhr um jährlich 781 Millionen Mark. Den größten Ausfuhrüberschuß haben Deutschland mit 628, Polen mit 397 und Rumänien mit 386 Millionen Mark, während den größten Einfuhrüberschuß Frankreich mit 929 Millionen Mark aufweist, dem in weitem Abstand Italien, die Niederlande und Belgien folgen. Der Verfasser weist auf die verstärkte Elektrifizierung der ortsfesten Betriebe und auf den zunehmenden Übergang zu flüssigen Brennstoffen in ortsveränderlichen Betrieben hin und sieht Verbesserungsmöglichkeiten im vermehrten zwischenstaatlichen Austausch elektrischer Energie und in der Verflüssigung der Kohle

Bericht Nr. 119: Untersuchungen über die italienischen Brennstoffe (Italien)
Prof. M. G. Levi und Prof. C. Padovani

Die Brennstoffvorräte Italiens sind außerordentlich gering und können auch bei weitestgehender Ausbeute nur einen kleinen Bruchteil des Bedarfs an festen Brennstoffen und an Ölen decken. Die geringen Vorkommen haben zudem die Nachteile hohen Wassergehalts und meist sehr hohen Aschengehalts. Bei einem Gesamtvorkommen von etwa 450 Millionen Tonnen wurde die Förderung während des Krieges bis auf 2½ Millionen Tonnen gesteigert, ist aber seit 1927 im Wettbewerb mit ausländischen Brennstoffen wieder auf 1 Million Tonnen gefallen.

Man strebt an, mit Rücksicht auf die beschränkten Vorräte den Abbau im Mittel niedrig zu halten, die Anlagen aber so auszubauen, daß sie im Bedarfsfalle rasch auf eine Förderung von etwa 4 Millionen Tonnen gebracht werden können. Wegen ihrer Minderwertigkeit werden die Brennstoffe möglichst an der Grube verarbeitet. Tieftemperaturentgasung und Hydrierung nach Bergius wird versucht.

Bericht Nr. 372: Le problème des combustibles en Yougoslavie (Yougoslavie)
F. Bratina et Dr.-Ing. F. Podbrežnik

Neben einigen Erdgasquellen und unbedeutenden Ölvorkommen spielt das Holz für den Eigenbedarf und auch für die Ausfuhr eine beträchtliche Rolle. Die Förderung an Steinkohle ist gering, die Forderung von Lignit (1 Million t) und Braunkohle (3,7 Millionen t) kann gegen hochwertige Auslandskohle nur schwer aufkommen. Die Rationalisierung im Bergbau hat in den letzten 10 Jahren zu einer Erhöhung der Schichtleistung um 60 % geführt. Die nächsten Bestrebungen gehen auf Zusammenschluß zu einem Kohlensyndikat und Entstaatlichung der besonders ungünstig arbeitenden staatlichen Gruben.

Bericht Nr. 358: Die energiewirtschaftlichen Aufgaben Litauens (Litauen)
Prof. St. Kolupaila

Bei vollkommenem Mangel an Erdol und Kohle werden an einheimischen Brennstoffen nur Holz und Torf ausgenutzt. Es sind reichlich Wasserkräfte vorhanden, die ausgebauten Anlagen haben aber nur eine durchschnittliche Größe von 13 PS. Die wenigen stadtischen Elektrizitatswerke mit einer Gesamtleistung von 12 000 kW verwenden Torf, Erdol und Steinkohlen Man plant durch Ausbau einer Memelschleife die Errichtung einer Wasserkraftanlage von 22 000 kW und erhofft durch Elektrifizierung der Eisenbahnen und der Landwirtschaft eine wesentliche Steigerung des Energieabsatzes.

Bericht Nr 211: Die Energiequellen Sibiriens (Rußland)
S. Balakschin

Sibirien stellt ein Land der unbegrenzten Moglichkeiten dar Die heute bekannten Steinkohlenvorkommen schatzt man auf 400 Milliarden t, wovon 330 Milliarden t auf das Vorkommen von Kusnezk treffen. Die Waldflächen betragen 30 % aller Walder der Welt, allein der jahrliche Zuwachs an Holz entspricht einer Forderung von 26 Millionen t Steinkohle. Die wahrend des ganzen Jahres verfügbaren Wasserkrafte schätzt man auf 16 Millionen kW. Auch die Windkraft hat hier sehr gute Aussichten. An ortsfesten Kraftmaschinen sind bisher meist im Westen nur 140 000 kW vorhanden, davon 85 % in Dampfmaschinen, denen 800 000 kW in Schiffen, Eisenbahnen und Automobilen gegenüberstehen. Das staatliche Wirtschaftsprogramm sieht innerhalb der nächsten fünf Jahre den Bau großer Kraftanlagen in Mittelsibirien vor, wo das Vorkommen von Eisenerz in unmittelbarer Nähe der Kohlen-

lager des Kusnezkbezirks günstige Voraussetzungen für eine Industrialisierung bietet. Die Leistungen der Kraftanlagen sollen nach diesem Plan auf den 11fachen, die Stromabgabe auf den 37fachen Betrag gebracht werden.

Bericht Nr. 5: Die deutschen Kohlen (Deutschland)
Prof. Dr. D. Aufhäuser

Bei den umfangreichen und vielseitigen Kohlenvorkommen Deutschlands besteht die Hauptaufgabe darin, für jeden Verwendungszweck die bestgeeignete Kohle in den günstigsten Feuerungen zu verwenden. Maßgebend für die Verwendung ist das Verhalten der Brennstoffe bei der Verkokung. Während die flüchtigen Bestandteile sehr rasch verbrennen, ist die Verbrennung der festen Rückstände von der Größe der freien Oberfläche und diese wieder von dem Verhalten des Unverbrennlichen, von der Stehkraft der Kohle abhängig.

Die Elektrizitätsversorgung baut sich heute zu nicht ganz einem Drittel auf Wasserkräften auf, im übrigen zu fast gleichen Teilen auf Steinkohle und Braunkohle. Steinkohlen werden als solche, Rohbraunkohlen als elektrische Energie oder als Briketts zum Verbraucher transportiert. Eisenbahn und Schiffe bevorzugen hochwertige Steinkohlen, die Industrie je nach ihrem Standort langflammige Steinkohlen oder Braunkohlenbriketts. Der Hausbrand wählt in Einzelfeuerungen Nußkohlen und vorzugsweise Braunkohlenbriketts, von denen er 38 % der Gesamterzeugung aufnimmt. Zentralheizungen arbeiten mit Brechkoks $^1/_3$ der Steinkohlenförderung wird verkokt, so daß die deutsche Kokserzeugung $^1/_3$ der Welterzeugung beträgt. In starker Entwicklung ist die Verwertung des anfallenden Kokereigases zur Fernversorgung der Städte, sowie die Gewinnung der Wertstoffe Ammoniak, Teer und Benzol Die Verschwelung der Braunkohle macht langsamere Fortschritte. Die künftige Entwicklung sieht der Verfasser in der verbesserten chemischen Auswertung der Kohle.

Bericht Nr. 391: Argentinien und sein Besitz an flüssigen und gasförmigen Brennstoffen (Argentinien)
Dipl.-Ing. H. Platz

Argentinien besitzt keine Kohle, Holz ist reichlich vorhanden, kann aber teilweise wegen Transportschwierigkeiten nicht ausgenutzt werden Die Torflager können trotz günstiger Lage den Wettbewerb der Auslandskohle nicht bestehen. 3 Millionen t Steinkohle werden eingeführt der Bedarf an flüssigen Brennstoffen wird zu $^2/_3$ im Inland, zu $^1/_3$ durch Einfuhr gedeckt. Am Ostabhang der Kordilleren sind in weiten Gebieten Erdölvorkommen festgestellt, von denen einige methodisch erforscht sind. Ihre volle Verwertung scheitert noch an der Transportfrage. Fast überall sind die Erdölvorkommen von Erdgas begleitet (120 m³ Gas je m³ Erdöl). Fernleitungen zu entfernten Verbrauchszentren sind vorgesehen. Man sucht die eingeführten Kohlen möglichst weitgehend durch Öl und Gas zu ersetzen

Die zweite Gruppe der Vorträge befaßt sich mit beso wirtschaftlichen Fragen, die mit der Brennstoffgewin bunden sind.

Bericht Nr. 203: Rationalisierung der Energiewirtschaft im Borysla Naphtharevier (Polen)
Dipl.-Ing. W. Rosenthal

Die Energiewirtschaft des wichtigsten polnischen Erdölgebiets wird in ihrem derzeitigen Zustand besprochen und die geplante Umstellung erörtert. Der wichtigste Brennstoff ist das gleichzeitig mit dem Erdöl anfallende Erdgas, das heute hauptsächlich in kleinen Lokomobilkesseln mit schlechtem Wirkungsgrad verbrannt wird. Einige von den Gruben entfernte Raffinerien sind elektrifiziert, der Wärmebedarf wird meist noch durch Frischdampf gedeckt. Es ist beabsichtigt, die Betriebe zu elektrifizieren und gleichzeitig zur Abwärmeverwertung überzugehen. Erdgas und Erdöl werden zu den Raffinerien geleitet. Mit der bedeutendsten Raffinerie wird das Elektrizitatswerk verbunden, das die gemeinsame Zentrale für den ganzen Bezirk bildet. In den einzelnen Raffinerien werden auf das gemeinsame Netz arbeitende Gegendruckmaschinen aufgestellt, die nur nach Maßgabe des örtlichen Wärmeverbrauches Strom erzeugen. Die Gruben werden von hier aus mit Strom versorgt.

Bericht Nr. 204: The Utilisation of Natural Gas in Poland (Poland)
Dr. R. Witkiewicz

Der Bericht erganzt den vorhergehenden in Einzelheiten Es werden Angaben uber die verschiedene Beschaffenheit der Erdgasvorkommen und über den Bau der Fernleitungen gemacht Neuerdings dient das Erdgas auch zur Versorgung verschiedener Industrien und von Städten. Ein Teil des Erdgases wird auf flüssige Beimengungen verarbeitet. Das so gewonnene Gasol, eine flussige Mischung von Propan und Butan, kann das Azetylen beim Schweißen ersetzen und als Licht- und Warmequelle fur Verbraucher dienen, die nicht an Gaswerke angeschlossen sind

Bericht Nr. 295: Characteristics of the Heat and Power Equipment of the Leningrad State Electric Generating Plants controlled by „Elektrotok" and some Conclusions derived from Operating Experience (Russia)
Ing. E N. Jakovlev

Als Brennstoff dienen Torf, Steinkohle aus dem Donezbecken und Öl. Letzteres verwendet man zur Spitzendeckung, vermehrter Verbrauch des in der Nähe vorkommenden Torfes wird angestrebt Es werden Einzelheiten uber die Erneuerung der Anlagen, besonders uber die Bauart der Feuerungen und die gunstigen Erfahrungen mit Luftvorwärmung mitgeteilt. Betriebsergebnisse neuerer Turbinen von 10 000 und 30 000 kW Leistung werden besprochen. Die wärmewirt-

schaftliche Betriebsüberwachung samtlicher Werke ist einem gem
samen Wärmelaboratorium übertragen, das auch die Vorarbeiten
Neubauten und wissenschaftliche Forschungsarbeiten übernimmt.

Bericht Nr. 110: Prevention and Drainage of Hot Spring Spout
in the Iwaki Coal Mine (Japan)
Ing. T. Nagakubo

Der Verfasser bespricht die geologischen Bedingungen, unter de
die Heißwassereinbrüche entstehen können. An Hand von zahlreic
Messungen stellt er die Gesetzmäßigkeiten des zeitlichen Verlaufs
einbrechenden Wassermengen auf und liefert so Unterlagen, um
neuen Einbrüchen rechtzeitig Gegenmaßnahmen zu treffen. Er schil
dann die Methoden, nach denen überflutete Gruben entwässert wo
konnten, und erörtert zum Schluß die Mittel, um drohende Einbrü
rechtzeitig zu erkennen und zu verhüten.

Entwicklungslinien

Trotz des noch immer stark anwachsenden Energiebedarfes best
heute im allgemeinen kein Energiemangel mehr. Die schwierig
Aufgabe liegt vielmehr darin, den Energieabsatz zu steigern, so
die geschaffenen Anlagen voll ausgenutzt werden und daher wirtsch
lich arbeiten können. Wasserkräfte haben eine uberragende Bedeut
nur in den Ländern erlangt, die von der Natur mit Brennstoffen schle
bedacht sind und in denen lange Transportwege die Brennstoffe st
verteuern. Sind Wasserkrafte und Brennstoffe nebeneinander greifl
so sind dem Ausbau der Wasserkräfte nicht technische, sondern w
schaftliche Grenzen gezogen, die durch den ortlichen Brennstoffp
bedingt sind.

Durch die Möglichkeit, Energie in verschiedenster Form du
Bahnen, durch Gas- und Ölleitungen und durch elektrische Übertrag
gen auf weite Entfernungen wirtschaftlich zu transportieren, ist
Größe der Gebiete, die von einer Energiequelle aus versorgt wer
konnen, gewachsen und hat die Staatsgrenzen oft uberschritt
Wenn heute fast jeder Staat mit Rucksicht auf seine Lebensbedingung
und seine Handelsbilanz glaubt, eine möglichst unabhangige Energ
versorgung anstreben zu müssen, so besteht doch die Gefahr, daß
Fortschritte, die innerhalb einzelner Staaten durch Rationalisieru
erzielt wurden, durch den Aufschluß neuer Energiequellen hinfa
werden, deren Wettbewerbsfähigkeit nur durch künstliche Ma
nahmen vorübergehend erreicht wird. Gerade diese Überlegu
zwingt zu einer von großen Gesichtspunkten getragenen internationa
Zusammenarbeit. Kaum ein einzelner Staat ist heute energiewi
schaftlich selbständig. Selbst Erdteile wie Europa hängen in der V
sorgung mit bestimmten Brennstoffen von anderen Erdteilen ab.

Während die Versorgung mit festen Brennstoffen fur praktis
unbestimmbar lange Zeiten gesichert erscheint, zwingt uns der sprun

haft anwachsende Bedarf an flüssigen Brennstoffen, an die nicht zu fernen Zeiten zu denken, wo mit einem Rückgang der Förderung zu rechnen ist. Die Umwandlung fester in flüssige Brennstoffe ist mit Rücksicht auf die wesentliche Rolle, die die Versorgung hiermit in der Handelsbilanz vieler Staaten spielt, eine der wichtigsten Aufgaben, an der überall gearbeitet wird, ohne daß man schon von einer endgültigen Lösung sprechen könnte.

Bei der Energiewirtschaft der einzelnen Länder ist das hervorstechendste Merkmal die zentralisierte Versorgung, die hauptsächlich durch die Entwicklung der Elektrotechnik begünstigt wurde. Dadurch wurde es erst möglich, vom Verbraucher entfernte Energiequellen, wie Wasserkräfte, minderwertige Brennstoffe usw. am Gewinnungsort selbst umzuwandeln und in veredelter Form zu transportieren. Neben dem Krafttransport macht auch der Warmetransport in Gegenden großen Energiebedarfs Fortschritte. Es muß aber darauf hingewiesen werden, daß die zentrale Versorgung mit jeder Art von Energie nur dann wirtschaftlich ist, wenn das versorgte Gebiet eine bestimmte minimale Energiedichte überschreitet. Man gewinnt bei manchen Plänen über die Versorgung dünnbevölkerter Gebiete den Eindruck, daß hier Maßnahmen, die in dichtbevölkerten Industriegebieten erfolgreich waren, auf Verhältnisse übertragen werden, unter denen sie zum Mißerfolg verurteilt sind.

Zum Schluß möge darauf hingewiesen werden, daß Energiewirtschaft treiben nicht bedeutet, die *technischen* Wege zu erkunden und zu ebnen, sondern auch verlangt, mit der gleichen Grundlichkeit die *wirtschaftlichen* Grenzen klarzulegen, die die Ausfuhrbarkeit des technisch Moglichen beschränken. Dem Glauben an die technisch unbegrenzten Moglichkeiten unserer Zeit mussen wir durch die Erkenntnis unserer wirtschaftlich oft nur zu sehr beschränkten Mittel die rechten Wege weisen.

Diskussionsvorschläge

1. Wie wird die Energie am zweckmaßigsten von der Quelle zum Verbraucher transportiert?
   a. Art der Transportmittel (Fahrzeuge, Stoffleitungen, Energieleitungen),
   b. Notwendigkeit und Ort der Veredelung.
2. Kann die Erschließung neuer Energiequellen die Energiewirtschaft eines Landes günstig oder ungunstig beeinflussen?
   a. bei Anlagen, die im freien Wettbewerb entstehen,
   b. bei Anlagen, die mit Unterstützung offentlicher Mittel gebaut werden.
3. Wie kann die Energieversorgung durch zwischenstaatlichen Energieaustausch verbessert werden?

General Report

Fuel, Power and Heat Economics in Individual Countries

Prof. Dr.-Ing. W. Pauer

The reports may be divided into two categories: the first is concerned with the power system of individual states or even larger units, the second deals with a number of special problems of power economics.

Paper No. 386: Die Energiebilanz und ihre Gestaltung in den Staaten Mitteleuropas (Ungarn)
Dipl.-Ing. E. Haidegger

The author treats the power balance of the Continent of Europe except Spain, Scandinavia, the Baltic States, Turkey, and Greece, as the result of home output, minus imports, plus exports, according to the quantity and value of the various forms of energy. In the areas considered, the quantities of imports and exports balance one another; on account of the greater value of liquid fuel which is largely imported, import values exceed exports by £ 36 millions. Germany has the largest export surplus with £ 31.4 millions, Poland with £ 19.8 millions and Roumania with £ 19.3 millions, while France has the largest import surplus with £ 46.4 millions followed at a considerable distance by Italy, Holland and Belgium. The author points to the intensified electrification of localised concerns and to the increasing adoption of liquid fuel in mobile concerns and sees possibilities of improvements in a greater international exchange of electrical energy and in coal liquefaction.

Paper No. 119: Untersuchungen über die italienischen Brennstoffe (Italien)
Prof. M. G. Levi und Prof. C. Padovani

The fuel resources of Italy are exceptionally poor and even with the most extensive exploitation can only supply a small fraction of the demand for solid fuel and oil. The small supplies available have in addition the disadvantages of high water content and generally high ash content. With available coal resources of approximately 450 million tons, production was increased during the war to 2½ million tons, but since 1927 has fallen to 1 million tons through competition of foreign fuel. An attempt is being made to maintain average production at a low level owing to the limited supplies, and to construct workings so that a production of about 4 million tons can be reached quickly in case of necessity. Owing to low value, fuels are generally

prepared at pithead. Low temperature distillation and hydrogenation are being attempted on the lines of Bergius.

Paper No. 372: Le problème des combustibles en Yougoslavie (Yougoslavie)
F. Bratina et Dr.-Ing. F. Podbrežnik

Together with natural gas and a few insignificant oil wells, wood is the most important fuel for home and export purposes. Production of hard coal is small; that of lignite (1 million tons) and brown coal (3—7 million tons) is able to compete with high-value foreign coal only with difficulty. Rationalisation in coal-mining has increased output per shift by 60 % in the last ten years. Efforts are being made at combination in a coal syndicate and denationalisation of state mines, the working of which is particularly unprofitable.

Paper No. 358: Die energiewirtschaftlichen Aufgaben Litauens (Litauen)
Prof. St. Kolupaila

Owing to the complete lack of oil and coal, only wood and peat are consumed. Large water power resources are available, but constructed plants have an average capacity of only 13 HP. A few municipal electricity stations with a total capacity of 12,000 kW use peat, oil and hard coal. By developing a bend of the Memel river, the construction of a hydro-electric plant of 22,000 kW is being planned and it is hoped to effect an appreciable increase of power consumption by railway and agricultural electrification

Paper No. 211: Die Energiequellen Sibiriens (Russland)
S. Balakschin

Siberia is a land of unlimited possibilities. The hard coal resources known at the present time are estimated at 400 billion tons of which 330 billion tons are in Kusnezk. Forests represent 30 % of the world forest areas, the annual increment in wood resources being equivalent to 26 million tons of hard coal. Water power available all the year round amounts to 16 million kW Wind power has also good prospects At present, local power stations of only 140,000 kW of which 85 % are steam, exist mostly in the west, as against 800,000 kW installed in ships, railways and automobiles The state economic program provides for the construction of large power plants within the next five years in Central Siberia, where iron-ore supplies in the immediate proximity of the coal beds of the Kusnezk district provide a favourable basis for industrialisation. The capacity of power plant should be increased 11-fold and current output 37-fold according to this plan.

Paper No. 5: Die deutschen Kohlen (Deutschland)
Prof. Dr. D. Aufhäuser

Owing to the extensive and varied coal resources of Germany, the principal problem is to utilise the most suitable coal with the most

appropriate firing methods. The behaviour of fuel in coking determines its utility. While the volatile components burn away very quickly, the combustion of solid residue depends on the extent of surface exposed to the air and this again on the behaviour of the non-combustible elements, which are determined by the caking properties of the coal.

Almost one third of the electricity supply today is based on water power, the remainder on hard coal and brown coal in practically equal proportions. Hard coal is transported unchanged to the consumer, and brown coal in the form of electrical energy or as briquettes. Railways and ships prefer hard coal of high calorific value, industry large-flame hard coal or brown coal briquettes, according to locality. Domestic consumers prefer nuts and especially brown coal briquettes which amount to 38 % of total production. Central heating appliances operate with small coke. One third of hard coal production is coked, German coke production being one third of world coke production. The use of coke-oven gas for long distance transmission to cities is being strongly developed as well as the recovery of valuable by-products like ammonia, tar and benzol. The distillation of brown coal is not progressing so rapidly. The author sees the best prospects for future coal development in improved chemical processes.

Paper No. 394: Argentinien und sein Besitz an flüssigen und gasförmigen Brennstoffen (Argentinien)
Dipl.-Ing. H. Platz

Argentine possesses no coal, wood is available in abundance but can only be partly utilised on account of transport difficulties. Peat beds, despite favourable geographical situation cannot compete with foreign coal. Three million tons of hard coal are imported, demand for liquid fuel being covered by home supplies up to two-thirds and one third by imports. In the eastern spur of the Cordillieras, oil springs have been found in wide areas of which a few have been systematically investigated. Complete exploitation is still hindered by transport problems. Nearly everywhere oil resources are found in conjunction with natural gas (120 cbm gas per cbm of oil). Long distance pipes to centres of consumption are envisaged. The substitution of imported coal by oil and gas is being attempted as far as possible.

The second category of the papers deals with special problems of power economics intimately connected with fuel production.

Paper No. 203: Rationalisierung der Energiewirtschaft im Boryslawer Naphtharevier (Polen)
Dipl.-Ing. W. Rosenthal

The power system of the most important Polish oil area is discussed as it exists at present, and the projected reorganisation indicated. The most important fuel is natural gas which is found in conjunction with oil and is at present mainly consumed in small semi-portable boilers with a low degree of efficiency. A few of the refineries, not in close

proximity to the wells are electrified, heat requirements being met mostly by steam. It is intended to electrify the plant and simultaneously go over to waste heat recovery. Gas and oil are led to the refineries. The electricity station which is the common station for the whole area is connected with the largest refinery. In individual refineries, back pressure turbines have been set up for the whole system. These turbines produce current sufficient to meet local consumption only. The wells are supplied with current from this source.

Paper No. 204: The Utilisation of Natural Gas in Poland (Poland)
Dr. R. Witkiewicz

The report completes the above in detail. Data on the various properties of the natural gas resources and on the construction of long distance conduits are given. Recently, natural gas has been utilised to supply various industries and cities. A certain proportion is worked up into liquid by-products. This gasol, a liquid mixture of propane and butane, is a substitute for acetylene in welding, and for lighting and heating for those consumers not connected with gas works.

Paper No. 295: Characteristics of the Heat and Power Equipment of the Leningrad State Electric Generating Plants controlled by "Elektrotok", and some Conclusions derived from Operating Experience (Russia)
Ing. E. N. Jakovlev

The fuel utilised is peat, hard coal from the Donetz basin, and oil. The latter is only utilised for peak loads, greater consumption of the peat supplies in the vicinity being aimed at. Details on renewal of the plant, especially on the method of construction of firing appliances and on the good results of air pre-heating are given. The performance of the newer turbines of 10,000 and 30,000 kW capacity is discussed. The economic supervision of the combined stations is entrusted to a heat laboratory which also undertakes the preparation of new plant designs and scientific research work.

Paper No. 110: Prevention and Drainage of Hot Spring Spoutings in the Iwaki Coal Mine (Japan)
Ing. T. Nagakubo

The author discusses the geological conditions under which hot water flooding can occur. By numerous calculations he determines the laws of periodicity of the quantities of flood water, and provides a base for prompt preventive measures to combat new inundations. He then describes the methods by which flooded mines may be pumped and in conclusion indicates the means whereby threatened flooding may be recognised and avoided.

Trend of Development

Despite the rapidly increasing demand for power, there is now, generally speaking, no lack of power supplies. The most difficult problem is

rather to increase the consumption of power so that the constructed plant can be employed up to capacity and therefore able to operate economically. Water power is of preponderating importance only in countries which nature has endowed with poor fuel resources and in which long distance transport makes the cost of fuels very high. If water power and fuel exist side by side, the limits to the utilisation of hydro-electric power are not technical but economic as determined by the local price of fuel.

The possibility of transmitting power economically in the most varied forms by rail, by gas and oil pipes and by electrical transmission over long distances has increased the area which can be supplied from one single source of power frequently beyond the political boundaries of the state. Although every state recognises at present that considerations of its standard of living and of its balance of trade necessitate the greatest possible independence of its power supply, the danger exists that the progress obtained within the frontiers of single states by rationalisation will be nullified by the opening-up of new sources of power, the competitive capacity of which will only be made possible temporarily by artificial means. It is exactly this circumstance which is compelling international co-operation on broad lines. Hardly one single state is independent in a power sense at present. Even continents like Europe are dependant for certain fuel supplies on other continents.

While supply of solid fuels seems assured for an indeterminately long period, the rapidly increasing demand for liquid fuel compels us to think of the not too distant future when we must reckon on a diminution of production. Because of the important part played by the liquid fuel supplies in the trade balance of many states, the conversion of solid into liquid fuels is one of the most important problems, and is being investigated everwhere today. As yet, however, a final solution of this problem does not seem to have been reached

In the power system of single countries, the most conspicuous characteristic is centralised supply stimulated mainly by the development of electrical engineering. By its means it has only recently become possible to convert distant sources of energy like water power, low-grade fuels etc. at the source of supply and transport them in a form acceptable to the consumer. In addition to power transport, heat transmission is making great progress in districts with a large power demand. It must be emphasised that the central supply of every kind of power is only economically possible when the area supplied has a certain minimum power factor. The impression obtained from many plans for the supply of thinly-populated areas is that measures which would be successful in thickly-populated industrial areas are doomed to failure when applied in such circumstances.

Finally, it may be emphasised that planning of power systems implies not only the investigation and solution of technical difficulties but also the clear delineation of economic limitations which hamper the

execution of technical possibilities. We must direct our belief in the technically unlimited possibilities of our times on the right lines by recognising the restrictions only too frequently imposed by our economic resources.

Points for Discussion

1. How can power be most suitably transported from source to consumer?
   a. Method of transport (vehicles, conduits, electric power transmission),
   b. Necessity and locality of preparation of power for marketing.
2. Can the opening-up of new sources of power influence the power system of a country favourably or unfavourably?
   a. by plants working in open competitive conditions,
   b. by plants constructed with public financial assistance.
3. How can power supply be improved by international exchange of power?

Rapport général

Problème économique des combustibles, de l'énergie et de la chaleur dans différents pays

Prof. Dr.-Ing. W. Pauer

Les rapports peuvent se diviser en 2 groupes: le 1er groupe comprend les rapports qui traitent le problème économique de l'énergie dans certains pays ou certaines zones encore plus étendues, le 2ème groupe comprend les rapports qui traitent de questions particulières intéressant l'aspect économique du problème de l'énergie.

Rapport No. 386: Die Energiebilanz und ihre Gestaltung in den Staaten Mitteleuropas (Ungarn)
Dipl.-Ing. E. Haidegger

L'auteur examine le bilan d'énergie du continent européen, sans toutefois tenir compte de l'Espagne, des pays nordiques et des pays limitrophes, de la Turquie et de la Grèce. Il détermine le bilan de l'énergie en partant de la production, de l'importation et de l'exportation de l'énergie sous ses différentes formes et en tenant compte de sa valeur respective sous les divers aspects sous lesquels elle se présente. Dans l'ensemble de la zone considérée les *quantités* d'énergie importées et exportées s'égalisent, mais étant donné la valeur marchande plus grande des combustibles liquides, qui sont presque tous importés, la valeur des importations dépasse la valeur des exportations de 781 millions de Marks par an. Le plus grand excédent d'énergie exportée se trouve en Allemagne avec 628, en Pologne avec 397 et en Roumanie avec 386 millions de Marks. Les plus grands importateurs d'énergie sont la France avec 929 millions de Marks et ensuite l'Italie, la Hollande et la Belgique qui suivent de très loin.

L'auteur insiste sur le développement de l'électrification des installations fixes et sur l'augmentation de l'emploi de combustibles liquides dans les installations mobiles. Il voit la possibilité d'améliorer les échanges d'énergie par l'augmentation des interconnexions électriques entre États et par la liquéfaction de la houille.

Rapport No. 119: Untersuchungen über die italienischen Brennstoffe (Italien)
Prof. M. G. Levi und Prof. C. Padovani

Les ressources en combustibles de l'Italie sont excessivement réduites et, même en poussant l'extraction dans toute la mesure du possible, elles

ne peuvent couvrir qu'une petite fraction du besoin du pays tant houille qu'en huile.

D'autre part, ces gisements peu importants ont l'inconvénient de comporter des combustibles d'une très haute teneur en cendres et en eau.

Les ressources totales de ces gisements sont évaluées à 450 millions de tonnes. Pendant la guerre l'extraction a été poussée jusqu'à 2½ millions de tonnes, mais depuis 1927, étant donné la concurrence des combustibles étrangers elle a rétrogradé à 1 million de tonnes. On cherche, étant donné les réserves restreintes, à maintenir une extraction de moyenne importance, mais à développer les installations de telle sorte qu'en cas de besoin on puisse atteindre dans un bref délai une extraction de 4 millions de tonnes. Étant donné la faible valeur des combustibles, les produits extraits sont en général utilisés sur le carreau de la mine. On fait des essais de distillation à basse température et d'hydrogénation d'après Bergius

Rapport No. 372: Le problème des combustibles en Yougoslavie (Yougoslavie)
F. Bratina et Dr.-Ing F Podbrežnik

A part quelques sources de gaz naturel et des ressources insignifiantes en pétrole c'est le bois qui joue dans ce pays le rôle principal, tant pour ses propres besoins que pour l'exportation

L'extraction de la houille est très faible. L'extraction de lignite atteint 1 million et celle de charbon brun 3,7 millions de tonnes, mais ces industries souffrent de la concurrence du charbon étranger de bonne qualité

La rationalisation dans les mines a permis d'atteindre dans les 10 dernières années une augmentation du rendement journalier de 60%. On cherche actuellement à créer un syndicat charbonnier et à désétatiser les mines appartenant à l'État, qui travaillent dans des conditions particulièrement défavorables

Rapport No. 358: Die energiewirtschaftlichen Aufgaben Litauens (Litauen)
Prof. St Kolupaila

Le pétrole et le charbon manquent totalement. Aussi utilise-t-on essentiellement les combustibles du pays, c'est-à-dire le bois et la tourbe Les ressources hydrauliques sont nombreuses, mais les installations équipées n'ont qu'une puissance moyenne de 13 CV. Les quelques centrales électriques se trouvant dans les villes, ont une puissance électrique totale de 12 000 kW; elles utilisent la tourbe, l'huile lourde et la houille.

Par l'équipement d'une boucle du Niémen on projette la construction d'une usine hydraulique de 22 000 kW et par l'électrification des chemins de fer et de l'agriculture, on espère augmenter notablement les débouchés d'énergie.

Rapport No. 211: Die Energiequellen Sibiriens (Rußland)
S. Balakschin

La Sibérie est le pays des possibilités illimitées. La richesse des gisements de houille actuellement connus est évaluée à 400 milliards de tonnes, dont 330 milliards de tonnes dans le bassin de Kusnezk. La surface des forêts représente 30% de la surface forestière du monde entier. La croissance annuelle du bois correspond à elle seule à une extraction de 26 millions de tonnes de houille. On évalue d'autre part à 16 millions de kW les richesses hydrauliques utilisables pendant toute l'année. L'énergie éolienne a ici également de riches perspectives.

Les machines fixes sont actuellement réunies surtout dans l'ouest du pays; leur débit n'est que de 140000 kW, dont 85% sous forme de machines à vapeur. En face de ce chiffre la puissance des bateaux, des chemins de fer et des automobiles est de 800 000 kW. Le programme économique de l'État prévoit dans les 5 prochaines années la construction de grandes centrales en Sibérie centrale où l'extraction des minerais de fer au voisinage immédiat des gisements houillers de Kusnezk fait prévoir des conditions favorables pour une industrialisation. D'après ce programme les puissances des centrales doivent atteindre 11 fois les valeurs actuelles et la vente d'énergie électrique 37 fois sa valeur actuelle.

Rapport No. 5: Die deutschen Kohlen (Deutschland)
Prof. Dr. D. Aufhäuser

Etant donné les nombreux et très étendus gisements houillers allemands, le problème principal consiste à utiliser pour chaque usage la houille convenant le mieux dans les chaufferies les plus avantageuses. La façon dont se comportent les combustibles lors de la cokéfaction est déterminante pour leur utilisation. Alors que les matières volatiles brûlent très rapidement, la combustion des résidus solides dépend de la surface libre du combustible et celle-ci dépend à son tour de la composition du combustible et de ses cendres.

Environ un tiers de l'énergie électrique est produite aujourd'hui dans des installations hydrauliques et le reste, par parts égales, dans des usines utilisant la houille et les lignites La houille est transportée à l'état brut chez le consommateur, tandis que le lignite est transporté sous forme de briquettes ou d'énergie électrique. Les chemins de fer et les bateaux préfèrent la houille de première qualité. Suivant les endroits, l'industrie préfère la houille à longue flamme ou les briquettes de lignite. Pour les usages domestiques on choisit pour les foyers particuliers des charbons gailleteux ou, de préférence, des briquettes de lignite, et cet usage absorbe 38% de la production totale des briquettes. Les installations de chauffage central utilisent le coke broyé. Un tiers de la production de houille est cokéfié et la production allemande de coke est de $^1/_3$ de la production mondiale. L'utilisation du gaz des fours à coke pour l'alimentation à distance des villes, prend actuellement un grand développement, ains que la récupération de sous-produits tels que l'ammoniaque, le goudron et le benzol.

La distillation à basse température des lignites semble faire des progrès moins rapides L'auteur prévoit le développement de l'industrie de la valorisation chimique perfectionnée du charbon.

Rapport No. 394: Argentinien und sein Besitz an flüssigen und gasförmigen Brennstoffen (Argentinien)
Dipl.-Ing. H. Platz

L'Argentine ne possède pas de charbon, elle est richement pourvue en bois, mais celui-ci ne peut être exploité que partiellement, par suite des difficultés du transport. Les gisements de tourbe ne peuvent, malgré une situation favorable, supporter la concurrence du charbon étranger. Ce pays importe 3 millions de tonnes de houille. Le besoin en combustible liquide est couvert pour les $^2/_3$ par la production du pays, le $^1/_3$ restant est couvert par l'importation.

On a découvert sur le versant est des Cordillères, sur de vastes étendues, des gisements d'huile minérale dont quelques-uns ont été prospectés méthodiquement. Leur pleine exploitation ne peut encore se faire par suite des difficultés du transport. Presque partout ces gisements d'huile sont accompagnés d'émanations de gaz naturel (120 m^3 de gaz par m^3 d'huile minérale). On prévoit la construction de conduites à grande distance reliant les centres d'utilisation. On cherche à remplacer le plus possible le charbon importé par le pétrole et le gaz

Le 2ème groupe des rapports traite de questions particulières qui sont en rapport intime avec la production des combustibles

Rapport No 203: Rationalisierung der Energiewirtschaft im Boryslawer Naphtharevier (Polen)
Dipl -Ing. W Rosenthal

L'utilisation de l'énergie dans le plus important territoire polonais pétrolifère est discutée par l'auteur, qui examine en même temps les changements actuellement envisagés Le combustible le plus important est le gaz naturel qui apparaît partout avec les huiles minérales et qu'on utilise aujourd'hui principalement dans de petites locomobiles dont le rendement est très mauvais Quelques raffineries très éloignées des puits sont électrifiées. Les besoins en chaleur sont en général encore couverts par la production de vapeur vive. On envisage l'électrification des installations et, en même temps, l'utilisation rationnelle de la chaleur perdue.

Le gaz naturel et les huiles minérales sont conduits vers les raffineries. La centrale électrique sera reliée à la raffinerie principale et constituera ainsi un centre de production pour toute une région

Dans les diverses raffineries on établit des machines à contre-pression qui travailleront sur le réseau interconnecté et qui ne produiront du courant que suivant les besoins locaux de chaleur à

couvrir. Les différents puits seraient alimentés en courant à partir de ces centrales.

Rapport No. 204: The Utilisation of Natural Gas in Poland (Poland)
Dr. R. Witkiewicz

Le rapport complète par certains détails le rapport précédent. Il donne des indications sur la nature des gisements du gaz naturel et sur la construction de conduites à distance. Depuis peu de temps le gaz naturel sert aussi à l'alimentation de différentes industries et des villes. Une partie du gaz naturel est débarrassée de sa teneur en hydrocarbures légers. Les hydrocarbures ainsi obtenus, qui sont un mélange liquide de propane et de butane, peuvent remplacer l'acétylène pour la soudure et servir de source de lumière et de chaleur pour les consommateurs qui ne sont pas raccordés à des usines à gaz.

Rapport No. 295: Characteristics of the Heat and Power Equipment of the Leningrad State Electric Generating Plants Controlled by ‚Elektrotok' and some Conclusions derived from Operating Experience (Russia)
E. N. Jakovlev

On utilise comme combustibles, de la tourbe, de la houille provenant du bassin du Donetz, et du mazout. Ce dernier sert pour couvrir les pointes. On essaie d'augmenter la consommation de la tourbe qui s'extrait dans le voisinage. L'auteur communique quelques particularités sur le renouvellement des installations et surtout sur la construction de chaufferies et les expériences favorables obtenues pour le réchauffage de l'air. Il discute les résultats d'exploitation de nouvelles turbines de 10.000 et 30.000 kW. La surveillance de l'économie thermique de toutes les centrales est confiée à un laboratoire thermodynamique commun qui étudie également les travaux des nouvelles constructions et qui procède à des recherches scientifiques.

Rapport No. 110: Prevention and Drainage of Hot Spring Spoutings in the Iwaki Coal Mine (Japan)
Ing. T. Nagakubo

L'auteur discute les conditions géologiques grâce auxquelles des irruptions d'eau chaude peuvent se produire A la suite de nombreuses mesures il établit la loi du phénomène et obtient ainsi des données qui permettent de prendre toutes mesures pour empêcher de nouvelles irruptions.

Il décrit ensuite les méthodes d'après lesquelles on dénoie des puits noyés et il discute enfin les moyens permettant de prévoir et de prévenir des irruptions imminentes.

Développement

Bien que les besoins d'énergie augmentent toujours de façon considérable, on ne souffre plus aujourd'hui du manque d'énergie. Le plus grand problème réside au contraire dans l'augmentation de débouchés d'énergie pour permettre d'utiliser à plein rendement et économiquement les installations existantes. Les usines hydrauliques ne prédominent que dans les pays qui ont été mal pourvus en combustibles par la nature et où les transports difficiles font augmenter le prix du combustible. Si des forces hydrauliques et des combustibles se trouvent dans le voisinage l'un de l'autre, ce ne sont pas des questions techniques qui limitent l'équipement des installations hydrauliques mais bien des questions économiques et en particulier le prix local du combustible.

Comme il est possible de transporter économiquement de l'énergie sous différentes formes par chemins de fer, par des conduites de gaz et d'huile et électriquement sur de longues distances, l'étendue des territoires qui peuvent être alimentés depuis un centre d'énergie a considérablement augmenté et dépasse même souvent les frontières nationales. Aujourd'hui presque chaque État croit qu'il est indispensable pour sa vitalité et son bilan économique qu'il possède une alimentation indépendante en énergie, mais malgré tout le danger subsiste que les progrès que certains pays ont pu obtenir par la rationalisation disparaissent par la découverte de nouvelles sources d'énergie Des mesures artificielles n'auront pu les protéger que temporairement

Pour cette raison il est indispensable de créer une coopération internationale. Presque aucun État ne peut aujourd'hui avoir une politique indépendante de l'énergie. Même certains continents comme l'Europe dépendent d'autres continents pour certains combustibles

Il semble que la réserve des combustibles solides soit encore suffisante pour un temps pratiquement illimité, par contre, la consommation des combustibles liquides croissant dans des proportions énormes oblige à songer à l'époque à laquelle la production sera en régression La transformation des combustibles solides en combustibles liquides représente ainsi un des problèmes des plus importants auquel on travaille de toutes parts, mais on n'entrevoit pas encore la solution définitive du problème

Si l'on examine la politique de l'énergie dans différents pays il est particulièrement intéressant de remarquer la centralisation des moyens de production, d'ailleurs favorisée par le développement de l'électrotechnique. C'est grâce à cette nouvelle science qu'il a été possible d'utiliser des sources d'énergie intéressantes telles que chutes d'eau, combustibles de qualité inférieure, etc., à leur lieu de production et de transporter cette énergie après transformation au consommateur éloigné. A côté du transport de l'énergie, le transport de la chaleur a fait également de grands progrès dans les régions grosses consommatrices d'énergie. Mais il faut insister sur le point que l'alimentation centrale de n'importe quelle énergie n'est économique que si le territoire dépasse une certaine „densité minima d'énergie".

En étudiant cette question on a l'impression que certaines solutions qui ont été adoptées par des pays très peuplés seront vouées à l'échec si l'on veut, comme ce fut parfois le cas, les adapter à des contrées peu peuplées.

Pour terminer, nous voudrions encore insister sur le fait qu' une bonne politique de l'énergie implique non seulement l'étude des problèmes techniques, mais aussi celle des problèmes économiques qui limitent l'adoption des solutions techniques possibles. Nous avons une grande foi dans les possibilités techniques illimitées de notre époque. Mais nous sommes parfois obligés de reconnaître que bien souvent les possibilités économiques réduisent nos moyens et nous ramènent à une vue plus juste de nos possibilités.

Propositions de discussion

1. Quelle est la meilleure manière de transporter l'énergie de son lieu de production au consommateur ?
   a) choix des moyens de transport (véhicules, conduites pour combustibles et énergie),
   b) nécessité et choix du lieu de transformation.
2. La découverte de nouvelles sources d'énergie peut-elle avoir une influence favorable ou défavorable sur la politique économique d'un pays
   a) lorsqu'il s'agit d'installations soumises à la libre concurrence,
   b) lorsqu'il s'agit d'installations qui sont construites avec l'aide des pouvoirs publics.
3. Comment peut-on améliorer la distribution d'énergie par des échanges d'énergie entre États ?

Brennstoff-, Kraft- und Wärmewirtschaft in einzelnen Ländern

Prof. Dr.-Ing. W. Pauer

An der Diskussion nahmen die folgenden 8 Herren teil:

Aufhäuser, D., Dr., Prof., Thermochem. Versuchsanstalt, Hamburg 8, Dovenfleth 20.
Erdös, W. J., Dipl.-Ing., Dir., Focus A.-G. für Feuerungstechnik, Budapest II, Lövöházgasse 26.
Haidegger, E., Dipl.-Ing., k. ung. Oberbergrat, Dir. Ung. El. Verein, Budapest V, Akademia utca 9.
Hellborg, R., Obering., Ruthsaccumulator A. B., Stockholm.
Herrmann, A., Technologe, Beograd, Topličin Venac 4.
Ramzin, L. K., Prof., Wärmetechn. Institut, Moskau.
Sen, H. K., D. Sc., Prof. f. angewandte Chemie, Universität Calcutta, Calcutta, 92 Upper Circular Road.
Szilas, O., Dr.-Ing., Baurat, Fabrikdirektor, A.-G. für Kraftübertragung und Beleuchtung, Budapest VI, Vörösmarty u. 67.

Von den 8 Diskussionsrednern sprachen 4 über Sonderfragen, die in einzelnen Ländern von Bedeutung sind, die übrigen behandelten die allgemeinen Gesichtspunkte, die in den Diskussionsvorschlägen aufgeworfen waren.

Herrmann-Jugoslawien hebt hervor, daß die einzelnen Länder aus volkswirtschaftlichen und strategischen Gründen sich durch eigene Energiequellen möglichst weitgehend vom Ausland unabhängig machen müßten. Hierzu sollten die einheimischen Brennstoffe chemisch und feuerungstechnisch weitgehend erforscht werden. In Jugoslawien bietet der hohe Schwefelgehalt der Kohle besondere Schwierigkeiten. Das Problem der Kohleentschwefelung ist noch ungelöst, dagegen ist es gelungen, den aus dieser Kohle hergestellten Koks so weit zu entschwefeln, daß er zur Eisenverhüttung tauglich erscheint. Weiterhin schadet der hohe Aschengehalt mancher Kohlen. Es ist gelungen, den Aschengehalt der Förderkohle durch Auswaschen von 30 bis 50% auf 22 bis 25% zu vermindern. Die zurückgebliebenen Waschberge mit 60 bis 72% Aschengehalt können in Kohlestaubfeuerungen günstig verbrannt werden. Neuerdings werden Fettkohlenschlämme mit 24 bis 30% Aschengehalt ohne Bindemittel brikettiert.

Hellborg-Schweden weist auf die Bedeutung hin, die die Ruthsspeicher für die Energiewirtschaft seines Landes, besonders in der Zellstoffindustrie, gewonnen haben. Er schildert die bekannten Vorteile, die durch Speicherung erreicht werden können, Steigerung des Dampfdruckes, bessere Verwertbarkeit des Abdampfes, Hebung der Produktion.

Sen-Indien bemerkt, daß im Wettbewerb mehrerer Energiequellen zunächst der Preis der Rohenergie und der Wirkungsgrad der Umsetzung entscheidet. Man müsse jedoch noch beachten, ob es sich um gespeicherte, nur in begrenztem Umfange verfügbare Energie, wie bei den Brennstoffen, oder um laufend dargebotene Sonnenenergie handle. Von letzterer Form spielt in den Tropen der Pflanzenwuchs eine bedeutende Rolle. Der Redner unterstreicht die in seinem Bericht Nr. 427 geschilderte Verwertung der Wasserhyazinthe

Ramzin-Rußland macht Mitteilung über die Maßnahmen, die im Rahmen des Fünfjahr-Planes getroffen wurden, um für die einzelnen Teile Rußlands die wirtschaftlich günstigsten Brennstoffe zu ermitteln. Die Kosten für die einzelnen Brennstoffe zerfallen in die Grundkosten für die Gewinnung, die Transportkosten und die durch Lagerung, Beschickungsanlagen und Feuerung bedingten Verfeuerungskosten. Es zeigt sich, daß hochwertige Brennstoffe mit geringen Gewinnungskosten außerordentlich weite Transportwege vertragen. So ist für Zentralrußland die im Donez-Revier gewonnene Steinkohle bei einem Transportweg von über 1000 km noch etwas billiger als der unmittelbar am Verbrauchsort gewonnene Fräsertorf. Die Vergasung von Torf oder Braunkohle am Gewinnungsort und die Fernleitung des Gases ist wegen der hohen Anlagekosten der Generatoren und der Fernleitungen vollkommen unwirtschaftlich.

Zu den Diskussionsvorschlägen des Generalberichtes äußerten sich die Herren Haidegger, Erdös und Szilas.

Die Frage nach dem zweckmäßigsten Energietransport beantwortet *Haidegger*-Ungarn dahin, daß der Transport von Kohle nur dann zweckmäßig ist, wenn sie zur Wärmeerzeugung dient, wird sie aber in Arbeit umgesetzt, so empfiehlt sich der elektrische Transport Besonders wichtig ist die Gewinnung flüssiger Brennstoffe aus Kohle entweder als Nebenprodukt bei der Entgasung oder besser im Wege der Verflüssigung Auch diese Veredelung soll möglichst an der Grube geschehen, die Rückstände sollen der Stromerzeugung dienen, so daß möglichst nur Energie in veredelter Form transportiert wird.

Die Erschließung neuer Energiequellen hält Haidegger für zweckmäßig, wenn die Wirtschaftlichkeit nicht nur nach eng begrenzten örtlichen oder privaten, sondern nach weltwirtschaftlichen Gesichtspunkten nachgewiesen ist. Demgegenüber sieht *Erdös*-Ungarn in der Erschließung neuer Energiequellen immer einen Fortschritt Sind die neuen Quellen billiger, so können sie preisregelnd wirken und letzten Endes die Produktion verbilligen, sind sie teurer, so kann ihre Erschließung auf die Zeit wachsenden Bedarfes zurückgestellt werden

Die Notwendigkeit gesteigerten zwischenstaatlichen Energie-Austausches betonten alle Redner. Erdös verlangt, daß sich der Austausch jedoch nicht wie bisher in Form von Kohle, sondern in Form von elektrischem Strom vollziehen soll, da die Umsetzung des Brennstoffes in Elektrizität an der Grube in großen, wirtschaftlich arbeitenden Zentralen vor sich gehen kann, beim Verbraucher dagegen meist unvollkommen

in kleinen Anlagen erfolgt. Auf die Zusammenarbeit von Wasser- und Wärmekraftanlagen zur Hebung der Wirtschaftlichkeit und des zum Export verfügbaren Überschusses weisen Erdos und Haidegger hin.

Besondere Beachtung hat in der Diskussion das Verlangen des Berichtes No 386 von Haidegger gefunden, jährlich in allen Ländern nach einheitlichen Gesichtspunkten Statistiken über Energieangebot, Verbrauch, Einfuhr und Ausfuhr aufzustellen. Während jedoch Haidegger den Energierohstoff nach dem Heizwert beurteilt und nur beim Vergleich mit Wasserkräften einen Umsetzungswirkungsgrad einführt, verlangt *Szilas*-Ungarn grundsätzlich die Bewertung der verschiedenen Energieformen unter Berücksichtigung des Wirkungsgrades, mit dem sie in Gebrauchsenergie umgesetzt werden.

Aufhauser-Deutschland sprach über gemeinsame Gesichtspunkte bei der Verbrennung verschiedener Brennstoffarten.

Gesamtergebnis der Diskussion

Besonderes Interesse hat der Bericht von Haidegger gefunden. Aus der Aussprache hierüber geht jedoch hervor, daß die von ihm geforderte regelmäßige Statistik zwar an sich sehr notwendig wäre, daß sie aber heute noch kaum durchführbar ist, da wir zwar hinreichend genaue Unterlagen über die Produktion der Energierohstoffe, besonders der Brennstoffe, besitzen, daß dagegen unsere Kenntnisse über die Energieverwendung sehr lückenhaft sind Erst wenn sich nachweisen läßt, in welchem Umfang die einzelnen Energieformen zur Wärmeerzeugung und zur Krafterzeugung dienen, lassen sich mit hinreichender Genauigkeit Wirkungsgrade annehmen, ohne deren Einführung die Statistik leicht ein falsches Bild geben kann

Die Notwendigkeit, energiewirtschaftliche Probleme nach weltwirtschaftlichen Gesichtspunkten zu beurteilen, wird zwar anerkannt, doch stehen einer folgerichtigen Durchführung immer noch Hemmungen verschiedener Art in den einzelnen Ländern entgegen. Bei der Erörterung der Frage des zwischenstaatlichen Energieaustausches gewinnt man den Eindruck, daß die Bedeutung des Wärmeverbrauchs gegenüber dem Verbrauch an mechanischer und elektrischer Energie stark unterschätzt wird. Nur aus dieser lückenhaften Einstellung läßt sich die Forderung erklären, vom Kohlentransport zum Elektrizitätstransport überzugehen. Auch hier könnte eine verbesserte Statistik über den Energieverbrauch aufklärend wirken. Eine solche Statistik ist die Voraussetzung dafür, daß die Energiewirtschaft ganzer Länder weiterhin nach großen Gesichtspunkten gefördert werden kann.

Result of Discussion

Particular interest was evinced in Haidegger's paper. From the discussion it will be seen that current statistics which he postulates, are in themselves very necessary, but that this would be difficult to

realize to-day, because, though we posses sufficiently exact details on the production of the raw materials for power, especially fuels, our knowledge of the uses of energy is very deficient. Only when it can be shown to what extent the several forms of energy are used for the production of heat and power, can efficiency grades be assumed with sufficient accuracy, without the introduction of which statistics may very easily give a wrong impression.

The necessity of judging the problems of power economies according to the standpoint of world economics was indeed recognised, but there are still too many obstacles of various kinds in the various countries for it to be done logically. In the discussion on the question of the exchange of energy between various countries the impression was conveyed that the importance of the consumption of heat as opposed to the consumption of mechanical and electrical energy, was very much underestimated. Only by this deficient attitude can the demand be explained to go over from the transport of coal to the transport of electricity. In this matter, too, improved statistics would have a clarifying effect on the consumption of energy. Such statistics presuppose that the power economy of whole countries can be improved on broad lines in future

Résultat de la discussion

Le rapport de Haidegger a été accueilli avec grand intérêt La discussion sur ce sujet montre néanmoins que la statistique régulière qu'il réclame est bien nécessaire en principe, mais qu'elle n'est guère réalisable actuellement, parce que si nous avons assez d'indications précises quant à la production de matières premières pour énergie, en particulier de combustibles, par contre nos connaissances quant à l'utilisation de l'énergie sont très incomplètes Ce n'est que quand on pourra prouver en quelle mesure les diverses formes d'énergie servent à la production de chaleur et à la production de force, que l'on pourra supposer avec une exactitude suffisante des rendements, sans l'introduction desquels la statistique peut facilement donner un faux tableau

La nécessité de juger les problèmes économiques relatifs à l'énergie d'après des points de vue d'économie mondiale est bien reconnue, mais dans les divers pays il y a encore des obstacles à une réalisation conséquente. Dans la discussion sur la question de l'échange d'énergie entre Etats, on a l'impression que l'importance de la consommation de chaleur est fort sousestimée en comparaison de la consommation d'énergie mécanique et électrique. Rien que cette opinion défectueuse permet d'expliquer la demande de passer du transport de charbon au transport d'électricité Là aussi une meilleure statistique sur la consommation d'énergie pourrait être un éclaircissement. Une statistique de ce genre est la condition préalable d'un encouragement futur de la production et de la distribution d'énergie basé sur de larges points de vue.

Section 12

FESTE BRENNSTOFFE, GEWINNUNG, HANDEL UND VERARBEITUNG

SOLID FUELS, PRODUCTION, TRADE AND TREATMENT

COMBUSTIBLES SOLIDES, LEUR PRODUCTION, LEUR COMMERCE ET LEUR TRAITEMENT

Vorsitzender — Chairman — Président
Prof. Dr. W. Świętosławski (Polen)

Stellvertr. Vorsitzender — Vice Chairman — Vice-Président
Dr. C. H. Lander (Great Britain)

Beisitzer — Assistant — Assesseur
Dr. H. Bonikowsky (Deutschland)

Generalberichterstatter — General Reporter — Rapporteur Général
Prof. Dr.-Ing. P. Rosin (Deutschland)

United States of America

Mining Bituminous Coal by Stripping Methods

U. S. Bureau of Mines

Scott Turner and Bureau of Mines Staff[1]

I. Economic Analysis

Introduction

The present rapid growth of coal stripping in the United States is a curious reversal of the tendency of mining to proceed from outcrop to depth. A combination of technical and economic factors has stimulated the use of stripping methods until today many million tons of coal are being recovered by open cuts from sites that an earlier generation of engineers would have passed by as not commercially mineable or, if workable at all, only by underground methods.

The total quantity of bituminous coal and lignite mined in the United States by stripping in 1928, the latest year for which detailed figures are available, was 19,789,000 short tons. Of this, 71,000 tons came from small workings not equipped with power shovels and 587,000 tons from properties in which stripping and underground work were carried on at the same mine; but as neither of these types is representative of modern stripping practice, they will be omitted in the discussion that follows. The total from strip pits proper in 1928 was 19,131,000 tons, produced by 176 pits employing 385 steam or electric shovels[2]. Figures by States are given in Table I. Detailed statistics will be found in "Economics of Strip Coal Mining", a study by O. E. Kiessling, to be published by the United States Bureau of Mines.

In addition to the soft coal[3], about 2,000,000 tons of Pennsylvania anthracite was recovered by stripping, but as anthracite is used almost exclusively for domestic fuel, it will not be considered in this paper[4].

The "ton" as used throughout this discussion is the short ton of 2000 pounds, equivalent to .9072 metric ton. For the convenience of readers familiar with the metric system of measurements, the metric equivalents of the other units used are as follows: one acre equals .4047 hectare; one cubic yard equals .7646 cubic meter, one foot equals

[1] Part I, Economic Analysis, O. E. Kiessling. Part II, Description of Present Engineering Practice M. W. von Bernewitz, J. W. Davis, C. F. Jackson and other Bureau engineers.

[2] The last-named total — 19,131,000 tons — includes a few mines producing less than 10 per cent of their output from underground workings.

[3] The term "soft coal", as used in this discussion, includes all coal classified by the Geological Survey as semi-bituminous, bituminous, subbituminous and lignite.

[4] The quantity of Pennsylvania anthracite mined by stripping in 1928 was 2,422,024 short tons, produced from 17 strip pits employing 108 shovels.

30.48 centimeters; and one inch equals 25.40 millimeters. The conversion of monetary units of one country to those of another is complicated by fluctuations in the money markets of respective nations. At the average rate of exchange for 1928, one American dollar is equivalent to 4.1908 Reichsmarks.

The Rapid Growth of Strip Mining

Seventeenfold increase since 1914

In comparison with the quantity produced by underground mining, the tonnage of soft coal recovered by stripping is small, amounting in

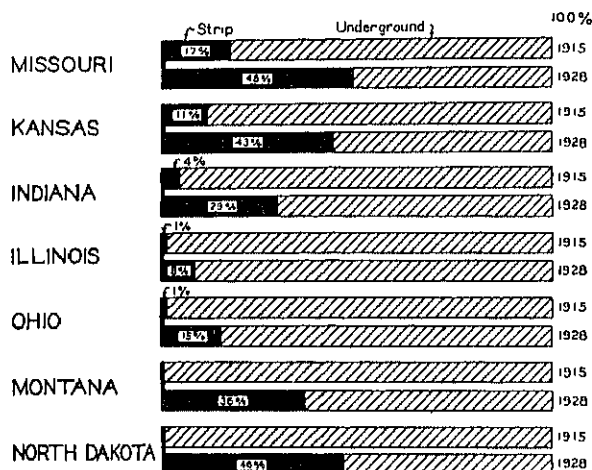



Fig. 1. Per cent of output from strip mines and underground mines in seven states, 1915 and 1928.

In the States where strip mining prevails, particularly in the fields of the Mississippi Valley and the Great Plains, it has grown to be an extremely important factor in the coal industry

1928 to 4.0 per cent. But in the coal fields of the Mississippi Valley and the Great Plains, where flat or gently dipping beds frequently underlie the level prairie at shallow depth, the proportion mined by stripping is now large (See Fig. 1.) In Missouri the open-pits furnish nearly half of the production, in Kansas 43 per cent, in Montana 36 per cent, in Indiana 29 per cent, in Texas 28 per cent, in Ohio 15 per cent, and in Illinois 8 per cent. These percentages show a remarkable increase over the period before the war. In 1915, for example, no coal was produced by stripping in North Dakota; today the strip mines contribute 46 per cent of the State's output.

In comparison with conditions of 15 years ago, stripping thus shows an enormous increase. The art is by no means new, for power shovels were used as early as 1877[5], but prior to the World War the tonnage

[5] Stoek, H. H., Steam-shovel Mining of Bituminous Coal. Transactions of the American Institute of Mining Engineers, Vol 57 (1917–1918), p. 526.

recovered was small. In 1914, the quantity mined by stripping was 1,281,000 tons, from which it has grown to approximately 22,000,000 tons in 1929, an increase of seventeenfold. Production of coal from underground mines in the meantime has increased only 20 per cent. (See Table 2 and Fig. 2.) In fact, since 1917 the deep mines have shown no consistent increase, while the strip pits have continued to forge ahead.

This rapid expansion, at a time when the total demand for coal has been checked by fuel economy and by the competition of oil and water power, is the outstanding feature of strip-coal mining in the United States. What have been the factors that have given the strip mines an advantage in the competitive struggle?

To answer this question it is necessary to understand the course of the bituminous coal market; for the growth of strip mining is due to the economic pressure of shifting prices and wage rates, as well as to technical improvements in equipment.

Stimulus of war-time fuel shortage

A powerful influence in establishing the stripping industry was the high price of fuel caused by the World War. The response of coal prices to the outbreak of hostilities was naturally slower in America than in Europe, but in the latter half of 1915, as the war orders of the Allies began to flow into the United States, the price of coal advanced sharply, and for the next five years coal mining was a highly profitable business. (See index of coal prices in the upper section of Fig. 2.) The prevailing scarcity of common labor, the short time-interval required to bring a strip pit into production, and the rising cost of timber and supplies stimulated the opening of new pits. More important was the shortage of transportation equipment. Car supply rather than consumer demand became the factor limiting coal production, and any operator who could get railroad cars could sell coal. Cars were allotted on the basis of mine capacity, and strip pits shared equally with long-established deep mines in the daily supply. Inferior quality and poor preparation were for the moment no barrier to sale. The hard-pressed consumer, faced with a prospect of shutting his plant, was glad to give the strip product a trial. Indeed, during this period the strip mines generally got higher prices than the deep mines in the same region (see Fig. 5), partly because as new mines they had a larger proportion of coal unencumbered by contracts, which could therefore be sold on the open market.

Such conditions could not endure, but when they came to an end in 1920 they left the strip mines strongly entrenched. Productive capacity of the pits had enormously increased, operators had learned the technique of stripping and had come to know the economic possibilities of the big shovel, market connections had been established, and many consumers had discovered that strip coal was an acceptable fuel if properly prepared. Not least important, the miners' union had raised the wage rate for day labor to $ 7.50 a day. Tied to this high level of wages, the

Table I. Summary of stripping operations that produced bituminous coal in 1928

State	Number of strip pits	Number of power shovels	Mined by stripping[1] (Net tons)	Average value per ton[2]	Number of men employed[2]	Average number of days worked[2]	Average tons per man per day[2]
Power strip pits proper[3]							
Alabama	4	8	268,472	$2.07	209	167	7.7
Georgia	1	3	58,390	3.10	124	280	1.7
Illinois	21	67	4,313,982	1.64	1,291	216	15.5
Indiana	25	75	4,819,012	1.56	2,038	167	14.2
Kansas	35	43	1,191,426	2.30	720	123	13.4
Kentucky	7	20	609,153	1.12	367	113	14.7
Missouri	29	44	1,776,610	2.32	1,001	173	10.3
Montana	1	3	1,181,004	1.50	75	325	48.5
North Dakota	6	17	723,199	1.67	223	204	15.9
Ohio	21	49	2,363,478	1.40	866	225	12.2
Oklahoma	11	18	516,522	2.62	569	168	5.5
Pennsylvania	8	22	675,441	1.46	375	189	9.5
Other States[4]	7	16	634,245	1.34	304	168	12.4
Total	176	385	19,130,934	1.69	8,162	180	13.0
Horse stripping operations	47	—	70,883	2.10	174	130	3.1
Mines combining stripping and underground methods in same operation[5]	27	30	586,760	1.99	1,797	231	5.57
Grand Total	250	415	19,788,577	1.72	10,133	189	11.27

[1] Exclusive of coal produced by underground mining in the same operation.
[2] Items in these columns include underground mining conducted in the same operation.
[3] Includes a few operations in which a very small tonnage (never more than 10 per cent) was produced by underground methods. The total obtained by underground methods in this entire group was only 11,315 tons.
[4] Includes Arkansas, Tennessee, Texas, West Virginia, and Wyoming.
[5] Includes all operations in which 10 per cent or more of the output was obtained by underground methods (including 5 small operations without power shovels). In addition to the 586,760 tons produced by stripping, this group of 27 mines obtained 1,719,417 tons by underground methods, its total production by both methods being 2,306,177 tons.

underground mines were at a competitive disadvantage, for a premium was placed on the labor-saving possibilities of the power shovel.

Displacement of deep-mined coal during post-war depression

The war boom came to an end late in 1920. Another brief period of famine prices, caused by a five months' strike of the union miners, intervened in 1922 and early 1923, but it proved to be short-lived. In 1921 and throughout practically the entire period since 1923, the coal market has been in the grip of a prolonged depression. It has been a period of cut-throat competition; 2,900 mines have been closed or abandoned, and 183,000 workmen have lost their jobs. But the strip mines have survived and expanded in the competitive struggle. They have done it by reducing costs and by so improving the quality of their product that much of it compares favorably with underground coal mined from the same area.

Elements of cost-saving in strip operation

In competition with underground mining, stripping possesses certain inherent advantages. The heavy item of timber for support is eliminated, costs of certain other supplies are lower, ventilation is unnecessary, and larger mine cars and locomotives can be used for hauling to the tipple. The interval between initial investment and the attainment of maximum daily production is comparatively short, which tends to reduce the

Table II

Progress of strip mining of bituminous coal in the United States, 1914 to 1928. (The figures represent power strip-pits proper, excluding small horse or hand stripping, and excluding mines combining stripping and underground methods in the same operation.)

Year	Number of power strip pits	Number of power shovels	Mined by stripping (Net tons)	Average value per net ton f.o.b. mines	Average number of days worked	Number of men employed	Average tons per man per day
1914	35	18	1,280,946	[1]	187	1,355	5.1
1915	60	87	2,831,619	$1.18	199	2,445	5.9
1916	75	106	3,880,698	1.54	194	3,000	6.7
1917	105	155	5,483,957	2.34	174	4,916	6.6
1918	138	239	7,918,844	2.54	196	5,961	7.0
1919	145	256	5,386,478	2.33	154	5,628	6.4
1920	144	268	8,175,595	4.12	184	6,167	7.2
1921	125	240	4,606,239	2.87	112	4,961	8.3
1922	180	340	9,298,485	3.07	143	8,014	8.4
1923	197	380	11,087,457	2.31	140	8,490	9.3
1924	189	389	13,183,982	2.00	154	8,644	9.9
1925	179	363	16,497,260	1.84	175	8,430	11.2
1926	183	375	16,082,633	1.79	171	8,452	11.2
1927	207	424	17,867,253	1.90	177	9,131	11.0
1928	176	385	19,130,934	1.69	180	8,162	13.0

[1] Not available.

interest charges during construction and development. The possibility of moving the shovel when the coal deposit is exhausted confers a higher salvage value upon the investment. Not least important, the strip operator has been less restrained by the hand of tradition, which rests heavily on underground mining, and he has been free to mechanize as the opportunity suggested[6].

The great advantage, however, is in the saving of labor. In 1928, the average production per person employed per day for power-equipped strip pits was 13.0 tons, against an average for all underground mines of 4.6 tons (see also Fig. 3.) Stated another way, the strip mines required only .65 man-hour to produce a ton of coal as against 1.75 man-hours for the deep mines. Figures for individual States are given below.

	Strip mines (man hours per net ton)	Underground mines	Per cent of strip to underground
Missouri	0.81	3.69	22
Kansas	.60	3.33	18
Illinois	.52	1.51	34
Indiana	.56	1.51	37
Montana	.21	1.47	14

The strip mines thus operate with from 40 per cent to as low as 14 per cent as much labor per ton as do the underground mines in the same districts It is noteworthy that the areas in which the strip pits show the greatest saving in man-hours are also those in which the largest proportion of the total output is obtained from the strip workings. (See also Fig. 1.)

It is true that some of the men employed in stripping, such as the operators of power shovels, are highly skilled, but for unskilled occupations about the pit the men are sometimes paid less than underground workers[7]. On the whole, within a given field, wage rates in the open pits and underground mines are apt to be roughly on a parity, and the labor costs per ton, therefore, vary approximately as the man-hours per ton

Post-war trends of wages and other costs

These inherent advantages of strip mines have been magnified since the war by the trend of prices of labor, timber, and of land, which have acted to handicap the deep mines and to aid the strippers in the competitive struggle. The changes are analyzed in Fig. 2. In order to compare such unlike items as tons of coal, wage rates, timber costs, and farm acreage prices, the figures have been reduced to index numbers in which the year 1915 is represented by 100 and other years are expressed as a relative or percentage of the 1915 rate. Looking at the index of strip-mined production in the bottom section, for example, one sees

[6] McAuliffe, Eugene, Railway Fuel, 1927, p. 125.

[7] Cash, F. E., and von Bernewitz, M. W., Methods, Costs, and Safety in Stripping and Mining Coal, Copper Ore, Iron Ore, Bauxite, and Pebble Phosphate U S Bureau of Mines, Bull. 298, pp. 98, 132.

that the curve rises from 100 in 1915 to 700 in 1928, an increase of 600 per cent. Most of the increase has come in the period of market

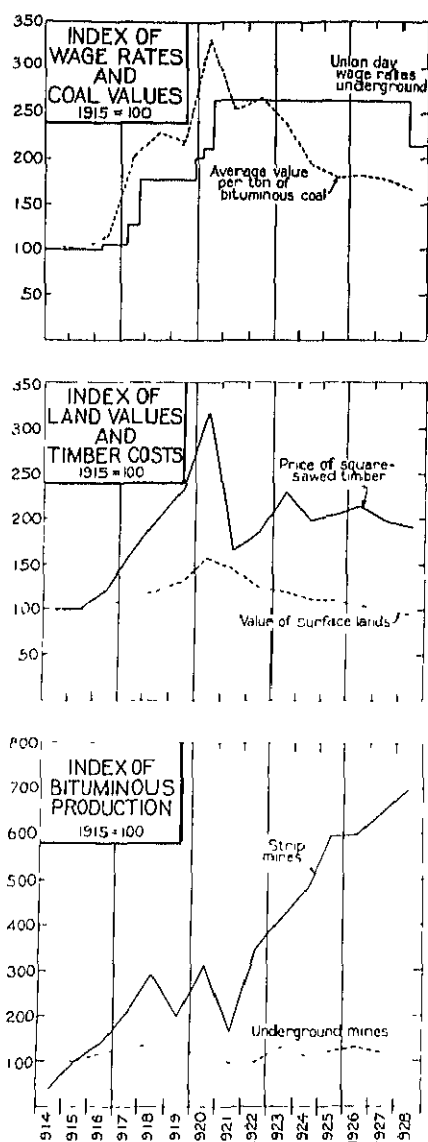



Fig. 2. Relative production of strip and deep mined coal, compared with changes in wage rates, coal values, and timber and land costs

To facilitate comparison the figures are reduced to index numbers, or percentages of the 1915 rate. Strip mining has increased rapidly during the war period when coal prices were high. Since 1920 the maintenance of labor and timber costs at points considerably above the pre-war level placed the underground mines at a comparative disadvantage, while the decline in surface land values favored the strip operators

depression following 1920. The index of deep-mined production, on the other hand, has shown no increase whatever since the year 1918.

Trend of wages. — Turning next to the index of wage rates in the top of the diagram, it will be noted that throughout the period from 1914 to 1920 wages in the unionized coal fields were advancing. A final increase, effective in mid-1920, carried the scale for underground day labor to $ 7.50 a day or 260 per cent above the pre-war level. Although wages soon declined in the non-union districts, the union fields continued the $ 7.50 rate without change to 1928. It so happened that the fields of the Mississippi Valley were largely union territory, and it is more than a coincidence that the great development of stripping since 1921 has come in the region where underground wages remained pegged at 260 per cent above the pre-war level. The high union scale placed a premium on all forms of mechanization.

Trend of timber prices. — The trend of timber prices since the war has also favored the strip mines. Accurate figures on the cost of mine timber for the country as a whole are not available, but the trend is indicated by the index of square-sawed yellow pine f. o. b. mills which is shown in the middle section of the diagram[8]. Costs of timber have fallen from the peak attained in 1920 but they remain at nearly twice the level before the war.

Trend of land prices. — At the same time that high wages and high prices of supplies have handicapped the deep mines, the collapse of farm-land prices has tended to reduce the cost of stripping. The strip operator must buy not only the coal rights but the title to the surface as well, and, in much of the Mississippi Valley, surface lands are worth from $ 100 to $ 300 an acre. As shown by the middle section of Fig 2, the average value of farm lands in the principal stripping States increased about 60 per cent from 1914 to 1920. Since then it has fallen, until in 1928 it was actually below the pre-war level. The cost of surface lands is a minor item in stripping expense and even after compounding thirty years at 6 per cent a purchase price of $ 200 an acre amounts to only a few cents per ton of coal mined. But it is significant that the trend of land value has been in a direction favorable to the strip mines.

Improvements in operating efficiency

Increase in output per man. — Not the least factor in the lower cost of stripping has been a remarkable improvement in efficiency. For the country as a whole, the output per man per day has risen from 5.1 tons in 1914 to 13.0 tons in 1928. (See Fig. 3.) The efficiency of underground working has advanced during the same period but in much smaller ratio. The gain in production per man at the strip mines has been particularly rapid in the period since 1920. In part it is due to the inclusion during the later years of the great stripping operation in the Rosebud field of

[8] The curve shows the trend of prices of "yellow pine timbers, dressed, 8 inches and under 20 feet and under, mills," as quoted by the U. S. Bureau of Labor Statistics.

Montana, with its 48 tons per man per day. The increase in efficiency, however, is apparent in all of the principal districts.

Elimination of hand loading. — Various factors have contributed to the increased output per man. In part it is due to the fact that in 1914,

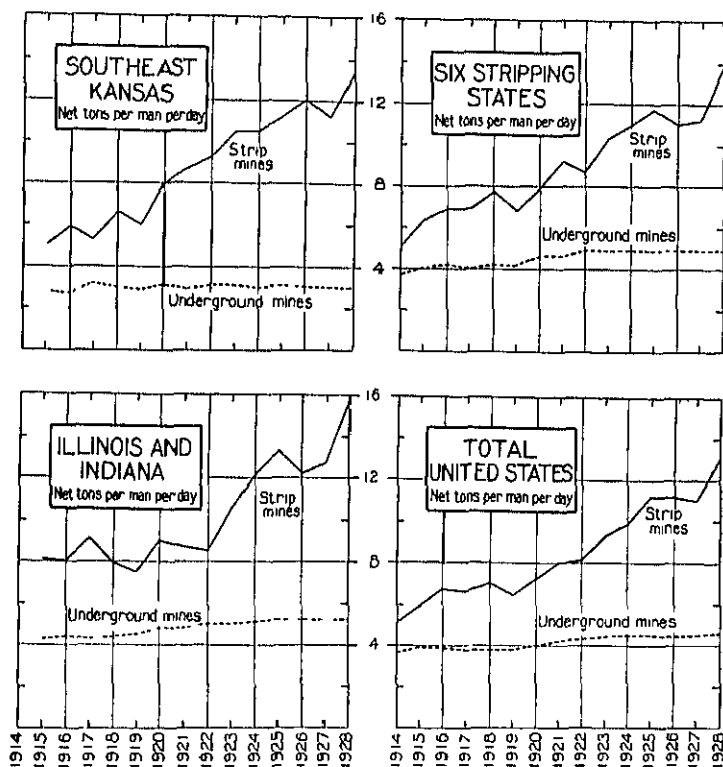



Fig. 3. Comparative trends in the daily production per man employed at strip mines and at underground mines in the same field.

Increasing size and efficiency of power shovels, combined with other technological advances have more than doubled the daily production per worker at strip mines since 1914. The daily output per worker at underground mines has also increased but at a comparatively slow rate. In six States where coal stripping has long been important (Illinois, Indiana, Kansas, Ohio, Missouri and Oklahoma), the production per worker, both at strip and at shaft mines, is above the average for the country.

even in pits where the overburden was stripped by power shovels, the work of loading the coal itself was sometimes done by hand[9]. Today the loading is almost universally mechanized, usually by means of a small revolving shovel which follows directly behind the stripping shovel.

[9] McAuliffe, Eugene, Railway Fuel, p. 124; Lesher, C. E., Coal in 1914, p. 627; Stock, op. cit., p. 510. Hand loading is still practiced in small strippings where no power shovel is employed and occasionally in operations where stripping is carried on in conjunction with underground work in the same mine.

Increase in size of pit and shovels. — In part, the higher output per man is due to a sheer increase in the size of operations. The average daily output per pit (Fig. 4) rose from 237 tons in 1915 to 604 in 1928. The average, however, is kept down by inclusion of a number of small operations, and a better indication is the performance of the fifteen largest pits. In 1928, the average daily output of the fifteen largest operations was 2,080 tons per day, as against 445 for the largest fifteen in 1915.

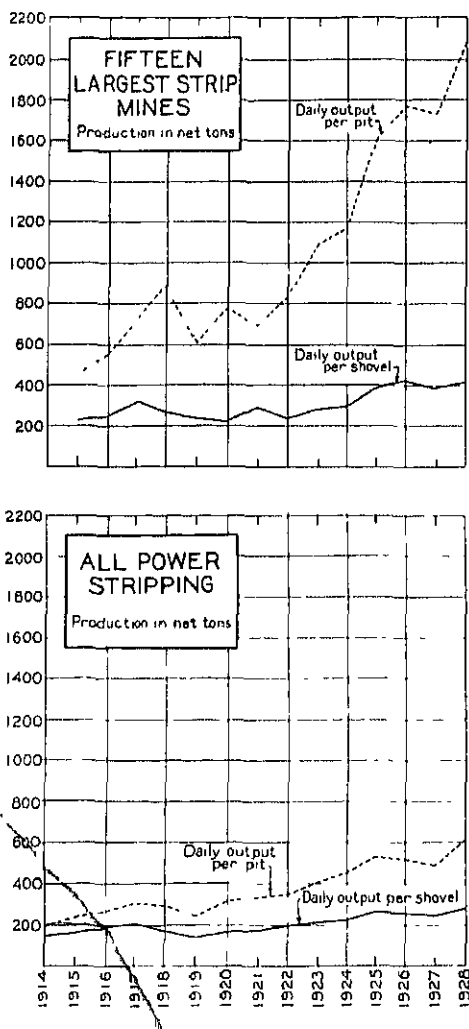



Fig. 4. Average daily production per shovel and average per pit at power stripping operations

The growing tonnage produced at strip mines in recent years is partly accounted for by the increase in size and efficiency of power shovels. From 1914 on, both the average daily output per shovel and the average per strip pit show a definite upward trend.

In 1915, no pit produced more than 200,000 tons; in 1928, 55.3 per cent of the production came from pits of over 200,000 tons annual output and three pits produced over 500,000 tons.

In part, the higher efficiency is due to the use of larger and more powerful shovels. The statistics do not permit the separation of shovels handling coal from those removing overburden, but the record does give the average tonnage of coal handled per power shovel of all types. From 164 tons per day in 1915, this average rose to 276 tons in 1928. Here again the inclusion of numerous small pits unduly depresses the average, and a better guide is the performance of the fifteen largest operations in which the average tonnage of coal per shovel of all types rose from 230 tons in 1915 to 416 in 1928.

The increase in size of stripping shovels proper is indicated by the weight of the largest shovel in operation, which increased from 150 tons in 1911[10] to 1,550 in 1929[11]. The growth of bucket capacity has been accompanied by a gradual lengthening of the boom to permit operation in heavier cover. For example, in the Duquoin area of Illinois, a 15-yard shovel with a 120-feet boom handles 30 to 60 feet of overburden with the assistance of a 10-yard dragline[11].

The revolving shovel and electrification. — At the same time that shovels have grown in size, they have been made more flexible in operation. A major advance was the full-revolving type of shovel, able to dig and dump in any direction, which first appeared in 1911[12]. Since then it has gradually eliminated the earlier railroad type, except for special uses, and today, equipped with caterpillar traction, it is the standard equipment for stripping overburden. Before the war, the application of the electric drive to power shovels was still in the experimental stage[13], today its reliability, high daily capacity and low operating cost have won it preference over steam in the newer pits, and more than a third of the output is now stripped by electric equipment.

Liquid oxygen explosives. — Contributing to the increase in efficiency, has been the introduction at a number of mines of liquid oxygen explosives for blasting the overburden[14].

The net result of the extensive engineering progress in coal stripping has been to reduce costs and thus to make more secure the economic position of the strip mines. The ability of strip operators to undersell their competitors is shown in Fig. 5. Throughout the period of depression, strip coal has been offered at the pits at prices somewhat below that of coal from underground mines in the same district.

---

[10] Stock, op. cit., p. 533.

[11] Hall, R. Dawson, America's Largest Shovel and Biggest Strip Mine. Coal Age, Vol. 34, No. 12, December, 1929, p. 732.

[12] Stock, op. cit., p. 533. Two smaller revolving shovels for stripping were built in 1910 but were never very successful.

[13] Cash and von Bernewitz, op. cit., p. 5.

[14] Ibid., pp. 7, 116.

Improvements in quality of product

Advances in preparation equipment. — At the same time that stri operators were thus reducing costs, they were greatly improving th quality of their product. In an earlier day, preparation of strip coa was admittedly inadequate. Sometimes a picker went over the rai road car after it was loaded and threw out what lumps of refuse h could reach, but such sizing as was done made use of bar or gravit screens and left small opportunity for the removal of impurities. Shi

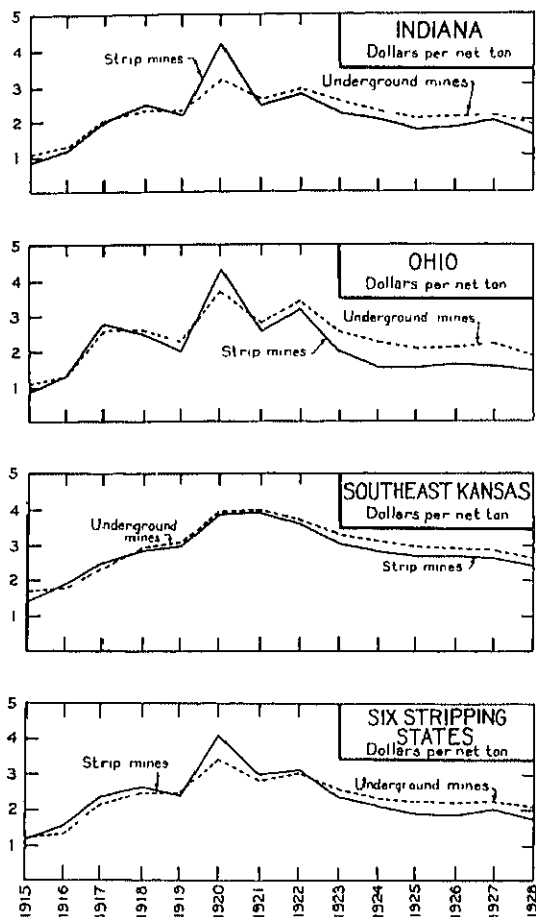



Fig. 5. Average sales realizations F. O. B. mines at strip operations and at underground mines in the same field

As shown by the curve of composite average values for six coal stripping States (Illinois, Indian Kansas, Ohio, Missouri, and Oklahoma), strip coal brought higher prices than shaft coal in t strong market that prevailed for most of the period from 1915 to 1922. Since the latter year, str coal has generally sold for less than the deep mined product, thus reflecting the intense competiti between producers and the ability of strip operators to lower costs through improvements in equi ment and in engineering practice

ments of weathered outcrop coal, or of coal stained with rust and mud, acted to create a prejudice among consumers against strip coal in general. The need of careful preparation was therefore evident even before the war, and in 1914 some progressive stripping plants were shipping prepared coal.

After 1921, it became clear to everyone that the days when dirty coal would sell were over, and strip operators proceeded to install adequate preparation plants. Today more than half of the strip-mine coal reaches the market in the form of prepared sizes or screenings. As shown by the following table, this proportion is slightly higher than for the underground mines over the country as a whole. In some of the principal stripping States, however, the strip mines still ship a smaller percentage of prepared coal than the deep mines.

Relative Proportions of Prepared Coal and Run-of-mine in the Shipments from Strip Mines and from all Bituminous Mines

	Strip mines (1928)	All mines (1927)
Illinois:		
Prepared sizes	35.1%	50.0%
Screenings or slack	15.9	28.5
Run-of-mine	49.0	21.5
	100.0	100.0
Indiana:		
Prepared sizes	40.0	44.8
Screenings or slack	21.4	26.0
Run-of-mine	38.6	29.2
	100.0	100.0
Missouri:		
Prepared sizes	42.1	49.9
Screenings or slack	35.8	24.5
Run-of-mine	22.1	25.6
	100.0	100.0
United States total		
Prepared sizes	31.7	29.3
Screenings or slack	20.1	20.5
Run-of-mine	48.2	50.2
	100.0	100.0

The greater part of the run-of-mine shipped by strip pits comes from a group of pits that market their entire product in this form. The group includes consumer-owned mines such as the great Montana strip mine controlled by a western railroad, and also a number of commercial mines that sell their entire output to railroads, manufacturing industries, or central electric stations. Operators shipping only run-of-mine are able to load coal with the steam shovel directly into railroad cars at the pit-side, thereby eliminating the expense of pit cars, gathering locomotive, and tipple. Among commercial operators, however, the trend is undoubtedly away from complete dependence on the run-

of-mine market, and eighty per cent of them have installed preparation plants. The demand for prepared coal naturally varies with the local market, but a number of stripping operators now screen their entire product, shipping only prepared sizes and screenings.

Moreover, the strip operations have the advantage of youth and have been able to install the most modern equipment without the expense of scrapping existing investment in screens of an earlier type[15]. As a result, the great majority of the screens are of the shaker type, usually with picking tables and loading booms, and 87 per cent of the shipments from screen-equipped mines come from mines with shaker screens, used either alone or in combination with bar screens. This is distinctly higher than the average for underground mines[16].

An indication of the increased attention paid to preparation problems since the war, was the action of a large Indiana stripper in installing washeries for the cleaning of its smaller sizes. In Alabama also, much of the strip coal is washed before shipment. In the stripping industry as a whole, the proportion washed is not greatly different from that in the underground mines[16a].

Preparatory cleaning of the coal seam. — Advances have also been made in cleaning the surface of the coal seam in advance of the loading shovel. Dirt left by the stripping shovel, especially in depressions in the coal, was a frequent cause of complaints of impurities in the product With the tightening of competition after the war, strip operators gave this matter close attention. In most pits, hand shoveling and sweeping with wire brooms are still employed for this purpose, but tractor-driven scrapers have been designed which promise to reduce the cost of this work[17].

Quality improves with depth of overburden. — At the same time that greater care has been exercised in preparation, the gradual exhaustion of the crop coal and the shift to deeper and deeper cover have tended to improve the inherent quality of the coal stripped The degree of weathering of the original coal naturally varies greatly, depending on local conditions At the outcrop itself, or under a thin cover of loose soil or glacial drift, it may be serious, but where the cover is a compact shale or limestone, the effects of weathering may disappear a short distance from the outcrop. Tests of the Pittsburgh bed at the Bureau's experimental mine showed no evidence of weathering at 50 feet in from the outcrop, the thickness of cover at this distance being less than 25 feet[18]. The average thickness of cover at strip pits was 24 feet even in 1914[19], and by 1928 this had increased to 35 feet with some pits

[15] A large modern tipple installation, with a rated capacity of 800 tons of coal per hour, at a strip mine in the Duquoin, Illinois, district is fully described by H S Schneider in Coal Age, Vol 34, No. 12, December, 1929 pp 733—736.

[16] Rogers, H.O., and Tryon, F. G., Nation-wide Increase in Use of Screening Equipment: Coal Age, Vol. 34, No 8, August, 1929, p. 178.

[16a] In 1928, 2 5 per cent of the strip product was washed, as compared with 4 3 per cent for the deep mines. In general, coal washing is practiced in only a few American districts.

[17] Cash and von Bernewitz, op. cit., pp. 35, 92.

[18] Porter, H. C., and Fieldner, A C., Weathering of the Pittsburgh coal bed at the experimental mine, near Bruceton, Pa. U. S. Bureau of Mines, Technical Paper 35, pp. 6, 31

[19] Lesher, op. cit., p 627.

handling 50 feet or more. After all, there may be no great difference between coal stripped from under 35 feet of cover at a distance of hundreds of yards from the outcrop and coal mined from a 75-foot shaft. In Southeast Kansas, for example, the average depth of the shaft mines is only 158 feet Indeed, much of the coal now being stripped, especially in Illinois and Indiana, lies under a protective bed of limestone or of hard shale which can be handled only by the most powerful shovels and often requires preliminary blasting. Under such conditions, the inherent quality of the strip coal should vary little from underground-mined coal in the same field. A study of face samples, specially collected by the Illinois Geological Survey, showed that the average heating value of coals from 11 strip mines came within 0.3 per cent of the average from adjacent underground mines[20].

The data necessary to determine the average quality of the strip coal now offered on the market are lacking Such work would require many analyses of delivered coals from many fields. The quality of the strip coal sold evidently varies widely. Weathered outcrop coal or run-of-mine loaded into railroad cars by power shovel from a seam containing a dirt parting is obviously inferior and is salable only at low prices. On the other hand, when properly screened and picked, much of the strip coal compares favorably with underground coal from the same field Since 1921, the average sales realization on strip coal has run somewhat below that for underground mines (see Fig 5), but the difference is due to smaller proportions of prepared sizes, to differences in preparation practice, and to sheer ability to undersell, quite as much as to inherent differences in quality. This is proved by the fact that individual strip mines report sales realizations on particular sizes as high as those obtained by deep mines in the same area.

Strip pits less affected by strikes than deep mines

In the union fields, the strip mines have had the advantage of being less affected by strikes than were the deep mines The curves of Fig 6 show that in many of the districts the strip mines worked more time during the strike years of 1922, 1927, and 1928 than did their underground competitors This was partly because in some otherwise union fields, such as Ohio and Montana, the strip workings operated open shop, and partly because in other fields the owners frequently continued to operate on temporary wage agreements pending a settlement of the strike in the deep mines

Ratio of Overburden to Coal

Among the factors controlling the cost of stripping, the ratio of thickness of overburden to thickness of coal is perhaps most important

[20] Culver, H. E., Preliminary Report on Coal Stripping Possibilities in Illinois, Illinois State Geological Survey, Bull 28, p. 18 The average heating values of the coal "as received" were 11,132 B. t. u. for strip coal and 11,097 for underground mined coal; on a dry basis they were 12,618 B. t. u. for strip coal and 12,647 for underground mined coal

A good way to study the influence of this factor is to show its effect on the output per man per day. This is done in Fig. 7.

It will be noted that the curve of output per man (shown by the heavy black line) falls rapidly as the ratio of cover to coal increases. The averages for individual ratio groups (indicated by the symbol x) show departures from the generalized trend caused by the influence of other factors, such as hardness of overburden, presence of partings

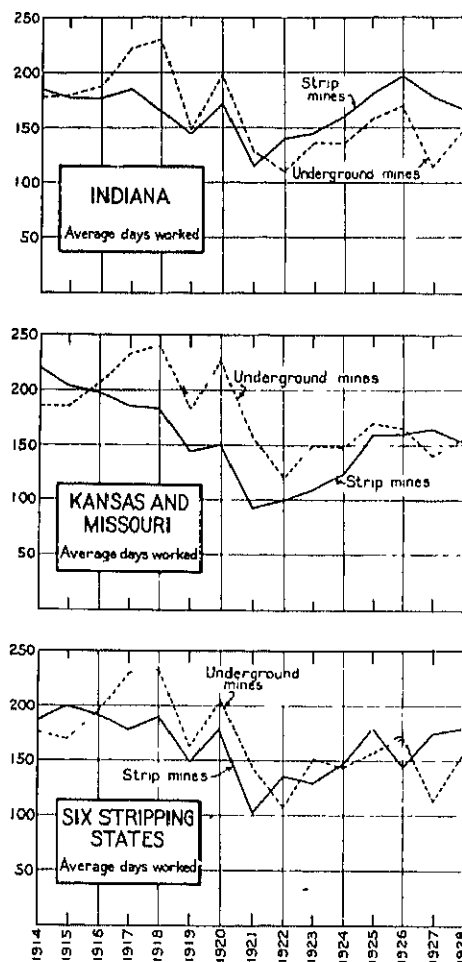



Fig. 6. Comparative average number of days worked at strip mines and at underground mines in the same fields.

During the war period the working time of strip mines was reduced by weather conditions as well as car shortages. Only the latter affected the operation of shaft mines. For most of the period since the war, the working time of strip mines compares favorably with the days worked at underground mines in the same fields. As shown by the composite average of working time in six States (Kansas, Missouri, Indiana, Ohio, Illinois, and Oklahoma), since 1924 strip mines have generally worked more steadily than underground mines.

in the coal, size of operation, size and power of shovels, and efficiency of management. The trend, however, is unmistakable. High-ratio mines have a much lower output per man and, therefore, except as offset by lower wages, a much higher labor cost.

In the group of pits with a ratio of less than 2.9 the average output per man per day was 37 tons. This group is dominated by the exceptional conditions at the great Colstrip mine in the Rosebud field of Montana, which is stripping a seam of subbituminous coal 24 feet thick under a cover of from 20 to 50 feet. In 1928, this pit handled 1,859,000 cubic yards of overburden and 1,074,000 cubic yards of

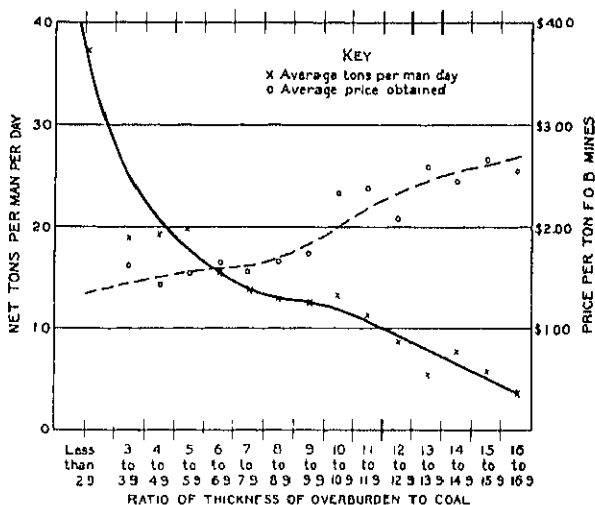



Fig 7. Relation of output per man per day and ratio of overburden to coal, 1928

The pits are grouped according to ratio of thickness of cover to thickness of coal, and for each ratio group are plotted the average output per man (represented by x) and the average price f o b mine (represented by o) Only power shovel pits for which accurate data on overburden were available are included.

coal, a ratio of overburden to coal of 1 7 The 75 men employed during the year produced 1,181,000 tons of coal, an average of 48 tons per man per day As the coal has a heating value of "9,000 B. T U per pound as received"[21] this is probably the cheapest energy, measured in terms of human labor, produced at any coal mine in North America The Colstrip mine and another smaller operation in Wyoming[22] are the only strip pits in the United States where natural conditions remotely resemble the massive browncoal deposits of Germany or Victoria, Australia.

[21] The mine is fully described by F R. Wadleigh in Black Diamond, Vol. 80, No. 22, June 2, 1928, pp 9—11

[22] The Wyoming mine is working an 85-foot bed of subbituminous coal under 25 feet of cover on a modest scale, but as the method used is hydraulicking, it is not included in Fig 7. For a description of this mine, see Cash and von Bernewitz, op cit., pp. 152—154.

The other pits in ratio-group less than 2.9 and in the next highe group (3 to 3.9) are chiefly lignite mines in North Dakota and Texas where beds of from 10 to 13 feet are stripped under relatively ligh cover. Higher per-man outputs at some of these pits are to be expecte as they pass the developmental stage.

The great bulk of the bituminous coal comes from pits with ratio of from 5 to 10.9, the outputs per man ranging from 19.9 tons to 12.5 ton Thereafter the yield per man falls sharply, and in the ratio group o 16 to 16.9 it drops to 3.8 tons. The number of pits in the high-rati groups is limited and most of them are small. In fact, the combine production of all mines with ratios above 11 is only 12 per cent of th total.

It will be asked how mines with cover-coal ratios as high as 16 o even 13 can possibly compete. The answer is found in the curve o average prices obtained. In general, the mines in the high-ratio group are found in the Southwest region (Southeast Kansas, Arkansas, an Oklahoma). In this region prices are higher than in the Middle Wes because mining conditions underground are more difficult, and becaus in Arkansas and Oklahoma the coal is of higher quality It will b seen that the pits in the high-ratio groups received prices from 50 cent to a dollar a ton more than those in the low-ratio groups.

For all groups combined, the results are shown below, first includ ing and then excluding the exceptional cases of Montana and Wyoming

	Including Montana and Wyoming	Excluding Montana and Wyoming
Average thickness of overburden . .	35 ft.	35 ft
Average thickness of coal . .	6.4 ft.	4 6 ft
Ratio, overburden to coal . .	5 45	7 64
Tons produced per man per day	13.0	12 4
Average price obtained f.o.b. mine .	$ 1.69	$ 1 71

Prospects of Future Expansion

How long the present rapid expansion of strip operations can con tinue is a matter of wide interest That no immediate limit is in sigh is indicated by the fact that production in 1929 has shown an increas of 10 per cent or more over the year preceding and that recent month have witnessed the installation of new and larger shovels and th opening of new pits which have not yet come into full production Does this forecast an indefinite continuance of the extraordinar growth of the last decade with further elimination of the shaft mine or will stripping approach a limit and thereafter decline?

Influence of value of product.—The thickness of cover which ca be profitably handled by stripping is obviously affected by the valu of the product. Pennsylvania anthracite, selling for an average o $ 5 70 a short ton at the mines, will justify the handling of a greate thickness of cover than will Texas lignite which sells at $ 1.14 a ton

This factor in a given field is fairly well known, and in most American districts the thickness and quality of coal beds are persistent over wide areas. The progress of stripping in a given field depends on following the beds under deeper and deeper cover.

Influence of future improvements in equipment. — The prospect of further expansion is also largely affected by the possibility of future improvements in mechanical equipment and operating efficiency. In the last 15 years, the maximum dipper capacity of shovels has roughly doubled. In 1914, dippers of 5 to 8 yards capacity were the maximum[23] and as late as 1917 Stock reported only eleven 8-yard shovels employed in mining soft coal[24]. Today, dippers of 12 to 16 yards are in operation. These powerful machines, reinforced with a dragline to pull back the loose earth, can handle as much as 60 feet of overburden, and not merely loose material such as glacial drift, but hard shale or even a bed of limestone six to twelve feet thick. The more powerful equipment has made possible profitable operation at higher ratios of cover to coal In 1914, the ratio of overburden to coal was 6 0 In 1928, (excluding the exceptional mines of Montana and Wyoming), it was 7 6 In a number of pits the ratio of overburden to coal is 12 or more. As a result of these advances, thousands of acres of coal-bearing lands, which in 1914 could have been worked only by underground mining, can now be attacked by stripping, and the reserve tonnage potentially available for stripping has greatly increased

The question resolves itself largely into the possibilities of further increases in size, range, power, and efficiency of mechanical equipment Among the adverse factors in this direction are the difficulty of moving such massive equipment in soft ground, the increased cost of installation and of moving to another location, and the huge increases in capital investment at which further increases in size and range must be purchased

Reserves available In the face of these uncertainties no forecast of the future growth of strip mining can be made with assurance In some of the fields where the coal beds are approaching exhaustion, the prospect of material increase is small Such an area is the Southeast Kansas field, a gently dipping basin in which the beds now worked lie within 250 feet of the surface in the deepest part In 1916, the reserve tonnage available by stripping was estimated at 77,180,000 tons[25], 20,100,000 tons has since been extracted As the present rate of stripping is 2,200,000 a year, it is evident that the days of strip mining in Kansas are numbered A close observer of this area writes that new locations for stripping are difficult to find unless the operator is willing to work a thin upper seam averaging only 16 inches in height A number of operators are giving up stripping for want of acreage, and some are moving their equipment to other fields

23 Lesher, op. cit , p 627
24 Stock, op cit , p. 536.
25 University of Kansas, Engineering Bulletin No 13, Kansas Coal, pp 98—99

In the State of Illinois, on the other hand, exhaustion of the la
which can be stripped even with present equipment is remote A st
by the State Geological Survey estimated the reserve minable by st
ping in 1925, with methods then in use, at 1,407,000,000[26] tons.
the annual production of strip coal in Illinois is 4,300,000 tons, i
clear that a substantial increase in production is possible with
much threat of quick exhaustion of resources.

In Indiana, the reserves available for stripping are smaller t
in Illinois, but here, also, there is no early prospect of exhaust

In the lignite and subbituminous fields of the Northern Great Pla
the tonnage which can be stripped, if market conditions warrant
very large. In North Dakota, according to the State Geological Surv
there are several hundred million tons of lignite available in locati
where the ratio of overburden to coal does not exceed 3 [27]. Sim
conditions exist in Montana and parts of Wyoming where thick b
of subbituminous coal are found under relatively thin cover.

Competition of deep-mined coal. — In general, it appears that
future of coal stripping in the United States is likely to depend m
on the economic competition of other coals than on physical obsta
to stripping. As stripping proceeds to greater depth, the costs t
to increase. Costs of underground mining, on the other hand,
tending downward. Miners' wages in the non-union fields have b
declining since 1923 and at length have forced reductions in the un
rate even in the strongly organized districts. In Ohio, the reduct
has gone so far that the prevailing wage is barely $ 5 00 a day, a
at this rate the advantage enjoyed by the strip mines on the old $ 7
wage has been greatly curtailed. In west Kentucky, where wa
are still lower and where the average price of deep-mined coal f o.
mine is down to $ 1.23 a ton, the incentive to mechanize is also low
As a result of low prices of coal from underground mines, the prospe
of expansion of stripping in these areas are diminished.

Further reductions in cost at the deep mines are also expected fr
the mechanization of underground loading which is now under w
The introduction of the mobile loading machine, the face convey
and the pit-car loader is reducing the heavy and expensive work
hand shoveling, and these machines have made the most rapid progr
in Indiana, Illinois, Montana, Wyoming, and other western Stat
areas where the wage rate is high. With the natural obstacles to str
ping tending to increase, and the costs of underground mining tendi
to decline, it is probably safe to forecast an ultimate equilibrium
stripping and underground costs in which further expansion of strippi
will be checkmated by the price competition of underground co

An exception to this condition is clearly indicated in fields whe
the coals that can be attacked by stripping are of great thickne

[26] Culver, H E., op cit , p 16.
[27] Leonard, A G., The Lignite Deposits of North Dakota, North Dakota Geological Surv
Bulletin 4, p. 27.
[28] Cash and von Bernewitz, op. cit , p. 122.

Beds of this character do not occur in the Mississippi Valley and the Appalachians, where few seams exceed 6 or 8 feet in thickness and the average of all beds now worked is about 5.3 feet. In Wyoming and Montana, on the other hand, there are undoubtedly other locations resembling Colstrip in the Rosebud field, where beds of superlative thickness underlie moderate cover A large production of strip coal from this area waits only on the growth of markets and of transportation.

II. Descriptions of Present Engineering Practice

As stated in the preceding economic analysis, not least important in the growth of strip mining have been the improvements in equipment and in engineering practice. The limited scope of this paper permits only a brief summary of engineering methods at strip mines in the United States. Details will be found in U. S Bureau of Mines Bulletin 298, "Methods, Costs, and Safety in Stripping and Mining Coal, Copper Ore, Iron Ore, Bauxite, and Pebble Phosphate," by *F. E. Cash* and *M W. von Bernewitz*

Strip Mining Districts

Fig 10 shows where bituminous coal and lignite are being mined in the United States by stripping methods. In the bituminous fields, the grouping of districts is apparent (as for instance, in the tri-state district of Ohio, Pennsylvania, and West Virginia, in the central district of Illinois and Indiana, and in the southwest district of Kansas and Missouri) where the same coal beds are being mined The lignite areas are in North Dakota and Texas

Stripping Methods

Prospecting. - The customary methods of coal prospecting are usually employed preliminary to strip mining, then follows a study of topography, geology, surface and mineral rights, water and power supply, railroad facilities, and the extent of adjacent underground workings Accurate information concerning the thickness and character of both overburden and coal is essential before extensive development is started

Usually the overburden is composed of clay, gravel, shale, limestone or sandstone When encountered, limestone and sandstone have to be blasted preparatory to digging.

Prospecting may be done either by test pits or drills The former are slower and more expensive, but require a smaller outlay for tools and equipment and furnish definite knowledge of quality of the coal and character of the overburden, and particularly of the amount of water likely to be encountered in later mining For drilling, churn drills, making holes 4½ to 8 inches (11.2 to 20 centimeters) in diameter, are generally employed, especially, where the strata are horizontal

Churn drills have the advantages of cheapness and speed, but have certain disadvantages as compared to core drills. The latter are sometimes used with heavy cover, especially in the anthracite fields, and have the added advantages that they may be drilled at any angle and that they furnish a core which gives an accurate record of the strata penetrated. Core drilling is, however, more expensive than churn drilling. .

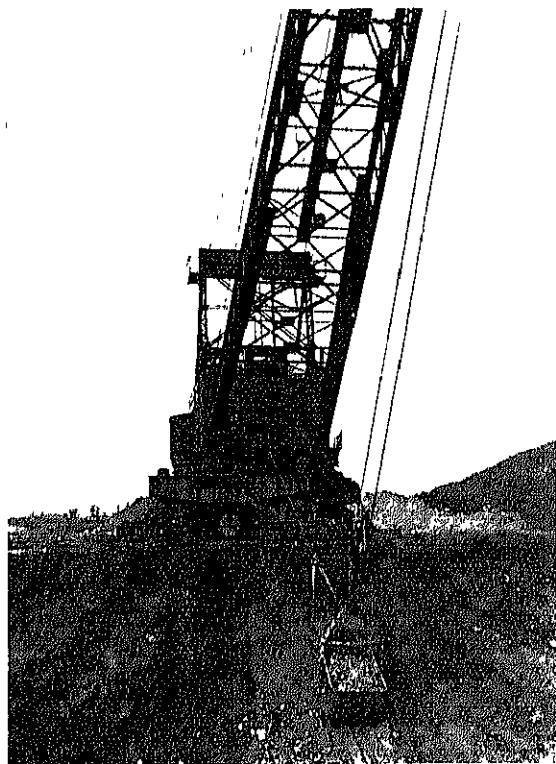
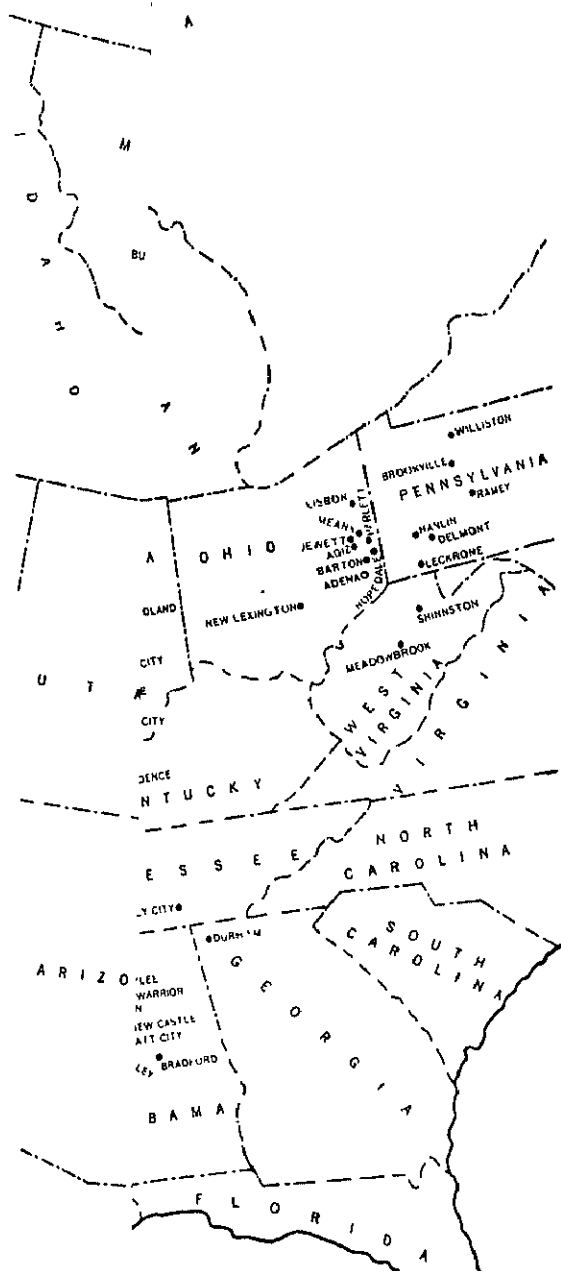



Fig. 8. An electric dragline excavator with 6 cubic yard bucket in Northern Illinois.

Opening the strip pit. — Plans for opening a coal deposit by stripping are influenced considerably by drainage considerations. When proper drainage can be obtained, the development is preferably begun at the low point of the coal bed and carried up the pitch. Topography and the space for dumping have a large determining influence upon the layout of the haulage system. The pit is preferably planned to require the minimum recasting or rehauling of spoil; wider cuts are taken in shallow cover to later provide dumping space for thicker overburden. Careful planning is required, especially where the surface

contours are irregular, in order to secure minimum stripping costs. Frequently the operation is laid out on paper in great detail in advance of operations, each cut with its corresponding spoil-pile being carefully plotted and allowance made for swell of broken spoil.

The location of the tipple is of primary importance; this is sometimes influenced indirectly by the contour of the surface, because topography determines the location of the railroad serving the mine. The tipple should be located with a view to securing minimum average haulage distance for the coal

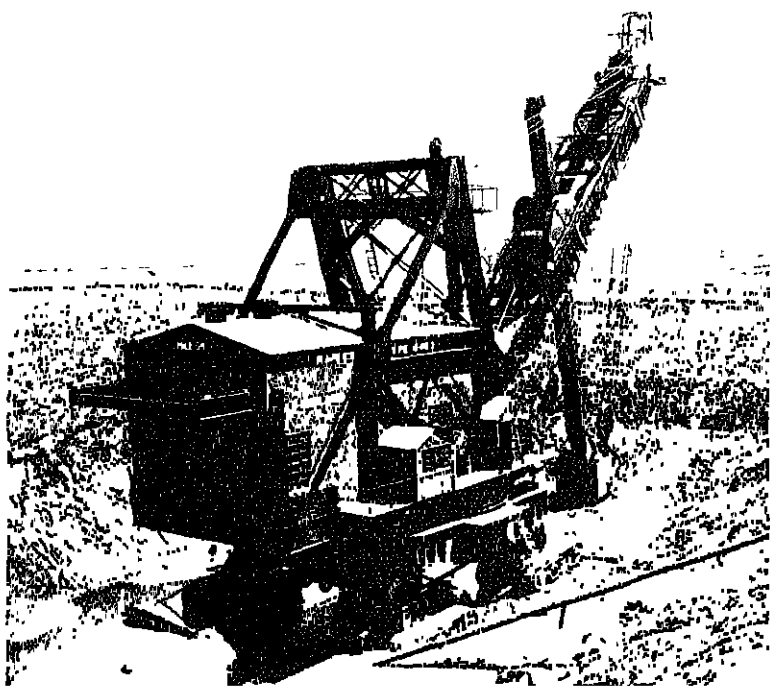



Fig. 9. An electric shovel with 12-cubic yard dipper in Illinois

Stripping overburden — The methods employed in removing overburden vary greatly, depending upon the thickness and character of the material and general pit layout At some mines, all the cover is dug in one operation to the top of the coal, at others, two or more benches are necessary. In some cases, the initial cut is made with a dragline excavator (see Fig 8) and the remainder is dug by a shovel; in others, two or more shovels are used, one following the other across the property. At some mines recasting of the overburden is necessary.

Where the coal does not outcrop on the property, an initial or box cut is made, often by a dragline, a shovel then works its way down

this cut to the coal and continues to strip the overburden. At other properties, where the coal outcrops on the hillsides, a wide cut is taken along the outcrop by a dragline or shovel which deposits the spoil on the lower side of the cut The coal-loading shovel follows behind the stripping shovel, digging and loading the coal. On the trip back, the stripping shovel takes a narrower cut, desposititing the material in the cut from which the coal has been removed The widths of cuts in coal and overburden are limited by the reach of the shovels, but in order to reduce recasting or haulage of spoil to a minimum, the

Fig. 11 Overburden in southern Indiana which has to be blasted

coal and stripping cuts must be so proportioned that the area from which the coal has been removed will accommodate the spoil

Hydraulicking was successfully employed for removing overburden in Wyoming but was tried without success in Pennsylvania

The steam shovels used in stripping overburden vary from 3 to 8 cubic yards (2.3 to 6 1 cubic meters) bucket capacity, the electric shovels range from 3 to 16 cubic yards (2.3 to 12.2 cubic meters) The various shovel manufacturers have done pioneer work in the design and construction of the huge machines now stripping various types of overburden; there has been a healthy rivalry between manufacturers, particularly with respect to the larger sizes of shovels, until at present there are a number of 12 (Fig 9) and 15 cubic yard (9.1 and 11.4 cubic meter) machines in use, also one of 16 cubic yards (12.1 cubic meters).

However, the latter size appears from present knowledge to have about reached the mechanically effective limit.

The full-revolving shovel (Fig. 13) is preferred at most mines, but the railroad type (Fig. 14) is more suitable on benches. As to mountings, it would seem that the caterpillar tractor is more practical, easier and more efficient in operation and safer than other types for most kinds of stripping.

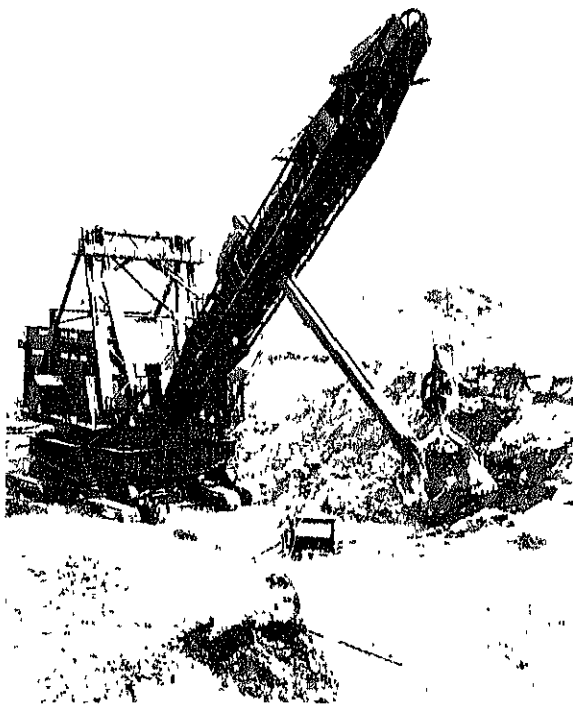



Fig. 12. A 12-cubic-yard shovel in northern Illinois stripping overburden which does not require blasting.

Although for stripping use there is still a preponderance of steam shovels, several important mining companies have completely changed from steam to electric power, some are making comparative tests or considering the change, and others use electric equipment when opening new mines.

The use of the electric drive presupposes the availability of electric power: this is year by year becoming more easily obtainable at reasonable cost. While the initial price of an electric shovel is higher than that of the steam shovel, an electrically driven shovel costs less to

operate and maintain than a steam shovel. The water that accumulates in strip pits is seldom fit to use in boilers (sometimes it is highly acid), and where steam is employed, a supply must be obtained from wells or streams, occasionally at distant points. Even then, such water often causes formation of boiler scale and foaming, and the boiler

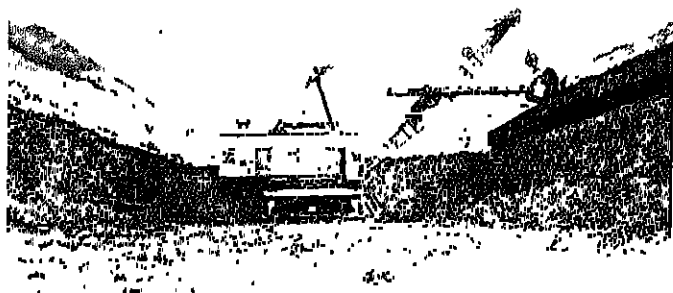



Fig. 13. A full-revolving-type electric shovel.

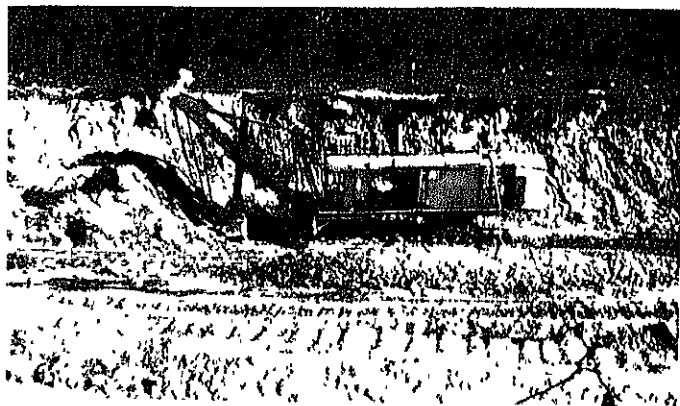



Fig. 14 A railroad-type steam shovel.

frequently has to be cleaned; this difficulty may be reduced by treating the water with soda ash, but this is not always feasible. In cold climates, the water-supply lines for steam shovels must be buried at some depth to prevent freezing; and on account of the frequent movement of the shovel, the connecting pipe can not be covered.

Size being equal, the output of a shovel depends upon the operator, care in operation is extremely important because undue strains in digging

may result in damage to the shovel. If a company gets 60 to 70 per cent of the rated capacity of the shovel it is doing fairly well, and if a man can make 80 to 85 per cent he is a good operator.

Drilling and blasting overburden. — Drilling and blasting are necessary to break the overburden at a majority of coal stripping properties. Fig 11 shows overburden in Indiana that requires considerable blasting (which in this case is done with liquid oxygen explosives); Fig. 12 shows overburden in northern Illinois that can be dug without blasting. Churn drills are usually employed to drill the overburden.

The churn drills used are of the usual well-drilling types and are driven by gasoline, steam-or electric power. The drill holes are 4 ½ to 8 inches (11.2 to 20 centimeters) in diameter and as a rule can be drilled to any depth required at an open-pit mine, although difficulty from caving sometimes is experienced in soft ground and casing is occasionally necessary. The holes are spaced 10 to 35 feet (3 to 11 meters) apart and their depth is usually less than the full thickness of overburden, to prevent shattering of the coal when the holes are blasted.

Sometimes compressed-air drills are employed. Both piston drills and hammer drills are used. The piston drills and the heavier hammer drills are mounted on tripods; lighter hammer drills, known as pluggers, are generally held by the drill runner. The holes drilled are 1¼ to 3¾ inches (3.1 to 9.4 centimeters) in diameter at the top, and the economic limit of depth is about 35 feet (11 meters).

It is customary to chamber or spring the holes at least once, and often several times. Holes are sprung by shooting a relatively small charge of stick explosive, such as 40 per cent low-freezing dynamite, at the bottom, forming an enlargement or chamber. At each successive springing, the quantity of explosive is increased, until the chamber is large enough to hold the final charge.

The breaking charge for churn-drill holes in overburden is generally black powder, although the use of liquid oxygen explosive (L. O. X.) for this purpose is increasing. At one property in Indiana, where L. O. X. replaced black powder, the physical and financial results of the change were so satisfactory that the oxygen plant was doubled. At another mine L. O. X. replaced dynamite. Many operators are testing it, and some intend to use it in future. L. O. X. appears to be well adapted for open-pit work, and its use in such projects should increase.

Air-drill holes are customarily loaded with stick explosives, tamped, and stemmed with various materials. Bulk explosives are sometimes used but require rather more attention in loading. Fuse and detonators, or electric detonators with blasting machines, are used to set off the charge, when either black powder or stick explosives are used.

Mining the Coal

After the overburden has been removed, the top of the exposed coal bed is cleaned, usually by hand scraping, and often carefully

swept, to remove dirt left by the stripping shovel. If the coal has to be loosened, it is sometimes wedged by driving a line of pins, but usually holes are drilled 6 to 12 feet (1.8 to 3.6 meters) apart, generally with compressed-air drills, and blasted with stick explosives or black powder.

Before shooting, the coal is sometimes channeled by a machine similar to an undercutting machine used in underground mines, but run on its edge (Fig. 15). Such channeling has been found to be an advantage at one mine in southern Illinois, because dynamite can then be more effectively employed and more lump coal is produced.

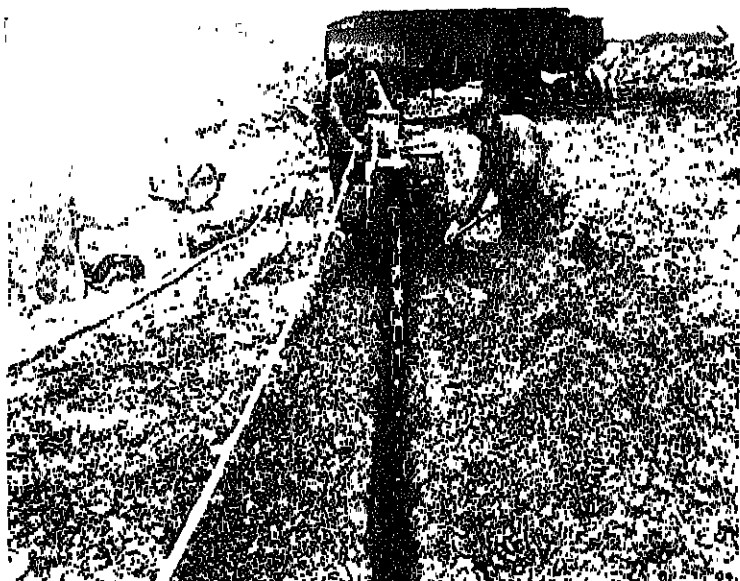



Fig. 15. Channeling coal before blasting in southern Indiana

The coal is usually shoveled into cars which are then hauled to the treatment plant. At a few strip mines, the uncovered coal is not dug by shovels but is mined from underground workings.

The shovels used to load the coal are usually smaller than those used in removing overburden, and range from $\frac{1}{2}$ to $2\frac{1}{2}$ yards (0.4 to 1.9 cubic meters) in capacity. The larger loading shovels are usually driven by steam or electricity, but in the smaller sizes there is a definite trend toward gasoline or oil or a combination of a gasoline or oil engine with an electric generator. The steam and electric shovels are of both railroad and revolving types mounted on crawlers or trucks, but the gasoline-electric and oil-electric shovels are usually of the revolving type and are mounted on crawlers.

Transportation

The problem of open-pit mining is largely one of transportation. Steam locomotives are employed at most strip mines, but in line with the present trend from steam toward electric shovels, a beginning has been made in the electrification of haulage systems. Several American firms make steam locomotives suitable for stripping, which ordinarily vary in weight from 12 to 15 long tons (12.2 to 13.3 metric tons) although locomotives weighing as much as 100 tons (102 metric tons) are sometimes used.

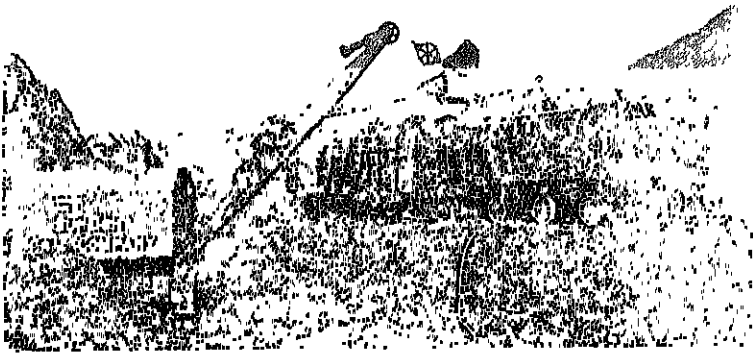



Fig. 16. A gasoline-electric locomotive

Four types of electric locomotives are used. The swivel style with a collector on the trolley line, the combination trolley and storage battery, the combination third rail and storage battery, and the oil-electric type.

A 30-ton gasoline-electric locomotive (Fig. 16) is made by one American firm and is operating satisfactorily at several large strip mines. It can haul five loaded 10-cubic yard (30.4-cubic meter) side-dump cars out of a pit on a 2 per cent grade; this constitutes a gross load of 350 tons (335 metric tons) of which 200 tons (180 metric tons) is coal and 150 tons (135 metric tons) is the weight of the cars.

In bituminous-coal strip pits, dump-cars are required for transporting coal from the loading shovel to the tipple or preparation plant. Dump-cars vary in sizes from wooden-body cars of 4-ton (3.6 metric ton) capacity to steel railroad cars holding 70 tons (64 metric tons).

At some coal mines, the side-dump cars hold 15 to 13.6 tons (13.6 to 27.3 metric tons) of coal

Good track is an important item of transportation equipment, it is moved frequently and receives rough handling. Track is constructed of rails weighing 12 to 100 pounds per yard (5.9 to 49.5 kilograms per meter). The ties are of wood or steel, usually the former. At many strip mines, the track is moved by the dippers of the loading shovels; at others a track-shifting machine does this work

Cost of Equipment

The usual type of well or churn drilling machine driven by gasoline, steam, or electric power costs about $ 3,000 (M 12,600).

Prices of shovels depend upon dipper capacity, motive power, and type of traction. Electric shovels cost about 20 per cent more than steam shovels, and any type of shovel with caterpillar mounting costs considerably more than those mounted on wheel trucks. A 3 or 3½ yard (2.3 or 2.7 cubic meters) shovel is problably the smallest size that can be economically used for stripping and costs $ 47,000 to $ 62,000 (M 200 000 to M 260,000). A 6 or 8-yard (4.6 or 6.1-cubic meter) shovel, the size commonly employed for stripping, costs $ 99,000 to $ 158,000 (M 415,000 to M 665,000). A 12-yard (9 1-cubic meter) machine will cost more than $ 200,000 (M 840,000) and one of 15-yard (11.4-cubic meter) capacity double this price. The price of the railroad-type steam shovel ranges from $ 23,000 (M 96,500) for a 2½ to 3 yard (1.9 to 2.3cubic meter) size to $ 35,000 (M 147,000) for one with a 6-yard (4.6cubic meter) dipper.

Loading shovels range from ½ yard to 2½ yards (0 4 to 1 9 cubic meters) in capacity and may be driven by electricity, gasoline, oil, or steam. The gasoline type may be driven by friction or electricity and the oil type by electricity — that is to say, the gasoline or oil-engine drives a generator, which in turn supplies power to motors A gasoline shovel costs $ 10,000 to $ 13,000 (M 42,000 to M 55,000) A 1½ yard (1.1 cubic meter) steam shovel costs about $ 15,000 (M 63,000) A 2 or 3 yard (1.5 or 2.3 cubic meter) steam or electric shovel will cost $ 21,000 to $ 30,000 (M 88,000 to M 125,000)

The smaller sizes of locomotives commonly used at strip mines cost $ 5,000 to $ 7,000 (M 21,000 to M 39,500)

The 4, 5, and 6-yard (3.1, 3.8, and 4.6 cubic meter) dump cars are commonly used at strip pits for loading coal. The two smaller sizes are for 36 inch (94 centimeter) gauge track and cost $ 400 to $ 435 (M 1675 to M 1825). The largest size is for standard-gauge track, 56½ inches (146 centimeters), and will cost up to $ 635 (M 2670) at the factory. At a few mines, the 10, 15, 20, 30 and 40 yard (7.6, 11 5, 15.2, 23.0 and 30 5 cubic meter) cars are used, which may cost as much as $ 4,000 (M 16,800).

Table III Cost of Stripping and Mining Bituminous Coal at Six Localities

Location of strip mines	Tennessee	Montana	Illinois	Illinois	Ohio	Alabama
Thickness of overburden, feet	20 to 30	30	36	30 to 60	40	16 to 26
Thickness of overburden, meters	6 to 9	9	10.8	9 to 18	12	5 to 8
Is overburden blasted	No	Yes	No	No	Yes	Yes
Capacity of stripping equipment, cubic yards	4½	6	6, 10 & 12	6, 12 & 15	6	2½
Capacity of stripping equipment, cubic meters .	3.4	4.6	4.6, 7.6 & 9.1	4.6, 9.1 & 11.4	4.6	1.9
Thickness of coal, feet . . .	2½	24	3	5 to 10	4½	3½
Thickness of coal, meters	0.76	7.3	0.9	1.5 to 3.0	1.4	1.1
Is coal blasted	No	No	No	Yes	No	No
Capacity of coal digging equipment, cubic yards	1¾	7	2	1¾	1¾	1¾
Capacity of coal digging equipment, cubic meters . .	1.3	5.3	1.5	1.3	1.3	1.3
Daily production, short tons	500	2,250	1,250	4,500	2,000	300 to 500
Daily production, metric tons	450	2,040	1,140	4,100	1,800	270 to 450
Total cost of stripping and mining per short ton	$0.70	$0.88	$ 1.00	$ 1.15	$ 1.05 to $ 1.37	$ 0.89 to $ 1.54
Total cost of stripping and mining, per metric ton	M 3.20	M 4.17	M 4.63	M 5.33	M 4.85 to M 7.55	M 4.12 to M 7.12

The price of track complete depends naturally upon the weight of rail and gauge of track and varies from \$ 2,500 (M 6500) to \$ 6,000 (M 15,600) or more per mile complete with rails, ties, fastenings, and joints.

The cost of a tipple to clean and size the coal for market will range from \$ 3,000 to \$ 150,000 (M 12,600 to M 630,000).

Costs of Stripping and Mining

Drilling and blasting. — Cost of drilling and blasting overburden depends upon depth and character of the material. It ranges from about 2¾ cents per cubic yard to 6.4 cents per cubic yard (M 0.15 to M 0.35 per cubic meter). Where drilling and blasting of coal are necessary, the cost is from 6 to 10 cents per ton (M 0.28 to M 0 46 per metric ton)

Stripping overburden. — The cost of stripping overburden in the United States ranges from 4 to 7.5 cents per cubic yard (M 0.22 to M 0.33 per cubic meter), depending upon depth and character of overburden, type of equipment employed, ease of disposition of spoil and the efficiency of the management.

Costs at individual operations. — Lack of space does not permit descriptions of and costs at individual operations, but the Table 3 gives the most important details covering a number of typical ones in various parts of the United States.

Zusammenfassung

Die Gewinnung von Kohle im Tagebau betrug im Jahre 1911 nur 1 281 000 kurze Tonnen; sie erreichte im Jahre 1929 ungefähr 22 000 000 Tonnen. Die Produktion der Kohle aus unter Tage hatte in dieser Zeit eine Zunahme von 20%.

Die Menge der im Tagebau gewonnenen Kohlenmenge war im Vergleich zur Förderung aus unter Tage klein und erreichte im Jahre 1928 ungefähr 4%.

Die Gewinnung der Kohle im Tagebau in den Feldern des Mississippitals und der Großen Ebene (Great Plains) ist heute verhältnismäßig groß. Wenn man die kleinen Gruben, welche nicht mit Kraftschaufeln ausgerüstet sind, und solche Stellen, wo die Gewinnung in denselben Gruben mittels beider, Tagebau und Tiefbau ausgeführt wird, ausschließt, betrug die Tagebaugewinnung im Jahre 1928 19 131 000 Tonnen in 176 Gruben und mit Benutzung von 385 Kraftschaufeln.

Die Produktion der Gruben hat stark zugenommen, die Arbeiter haben die Technik des Abbaus gelernt und die wirtschaftlichen Möglichkeiten der großen Schaufeln erkannt. Die Abnehmer haben gefunden, daß im Tagebau gewonnene Kohle, wenn sie gut präpariert ist, ein annehmbares Heizmaterial war.

Ein wichtiger Faktor in der Herabsetzung der Preise der Tagebau-Arbeit war die außerordentliche Entwicklung ihrer Leistungsfähigkeit.

Die Leistung eines Mannes pro Tag hat von 5,1 Tonnen im Jahre 1911 bis 13 Tonnen in 1928 zugenommen, obgleich die durchschnittliche Dicke der Überlagerung in den Tagebaugruben während dieser Zeit von 24 bis 35 Fuß zugenommen hat. Tagebaugruben gewinnen heute in denselben Bezirken dieselbe Kohlenmenge, welche in unterirdischen Gruben gewonnen wird, und gebrauchen dazu von 10% bis auf 14% weniger Arbeit. Die Zunahme der Produktion war möglich durch das Eliminieren der Handarbeit beim Laden, Zunahme in der Größe der Gruben und Schaufeln, Elektrifizierung der Grubenanlagen und Anwendung

geeigneter Sprengmittel. Mit der Ermäßigung der Preise verbesserten die Tagebaubesitzer auch die Qualität ihrer Produktion.

Tagebaugruben waren ausgestattet mit entsprechenden Aufbereitungsanlagen, so daß heute mehr als die Hälfte der im Tagebau gewonnenen Kohle in bestimmter Größe oder sortiert durch Aussieben, in einem etwas größeren Verhältnis als das Produkt aus unter Tage auf dem Markt erscheint.

Das Verhältnis der Dicke der Überlagerung zur Mächtigkeit der Kohle ist unstreitig der wichtigste Faktor, durch welchen der Preis der Tagebaugewinnung bestimmt wird. Das Studium der uns zu Gebote stehenden Ziffern zeigt, daß Gruben mit verhältnismäßig größerer Überlagerung eine viel kleinere Leistung pro Mann aufweisen, wodurch der Preis teurer wird, ausgenommen wenn er durch niedrigere Arbeitslöhne ausgeglichen ist. Die Masse der in den Gruben gewonnenen bituminösen Kohle steht in einem Verhältnis von 5 · 10,9; die Leistung pro Mann und Schicht erreicht den Wert von 19,9 bis 12,5 Tonnen. Gruben mit Überlagerung der Kohle im Verhältnis zu 16 oder sogar 13 können nur konkurrieren, wenn die Preise höher und die durchschnittliche Qualität der Kohle besser ist.

Man kann sagen, daß die Zukunft der Gewinnung der Kohle im Tagebau in den Vereinigten Staaten hauptsächlich von der wirtschaftlichen Konkurrenz anderer Kohlen abhängt. Mit dem Vorschreiten in die Tiefe werden die Preise natürlich zunehmen. Wie weit diese Tendenz zur Zunahme der Preise durch eine größere und bessere Ausrüstung ausgeglichen werden kann, ist unbestimmt. Die Preise der Arbeit unter Tage nehmen im Gegenteil ab. Arbeitslöhne der Bergleute in den Feldern, wo Unorganisierte arbeiten, nehmen seit 1923 ab, so daß die Unionen, auch selbst in gut organisierten Bezirken, gezwungen sind, ihre Preise herabzusetzen.

Die zunehmenden natürlichen Hindernisse der Gewinnung im Tagebau und das Fallen der Preise in der Gewinnung unter Tage lassen annehmen, daß ein endgültiges Gleichgewicht in den Preisen der verschiedenen Gewinnung eintreten wird.

Die Geschichte der Gewinnung der Kohle im Tagebau ist, vom Standpunkt der Ingenieurarbeiten, ausführlich beschrieben in der Geschichte der Entwicklung des modernen Tagebaus.

Dank der technischen Vervollkommnungen sind die heutigen niedrigen Preise der Produktion möglich geworden.

Bei Planung einer Kohlengrube mit Tagebau muß ein sorgfältiges Studium der Topographie, Geologie, Anrechte auf das Land und Mineralien, Versorgung mit Wasser und Triebkraft und die Bequemlichkeit des Eisenbahntransports gemacht werden. Eine genaue Kenntnis der Mächtigkeit und des Charakters der Kohle sowie des Deckgebirges muß durch Versuchsarbeiten mit Schächten und Bohrungen festgestellt werden. Ein Plan für Ableitung des Wassers, Verteilung der ausgegrabenen Erde, Anlage der Schienenstränge und Feststellung der Abladeplätze muß sorgfältig ausgearbeitet werden.

In einigen Gruben, wo die Kohle nicht zutage tritt, erfolgt das anfängliche Aufdecken mittels Schlepptau-Exkavators oder Schaufeln, welche so lange arbeiten, bis sie an die Kohle stoßen. An den Seiten der Hügel, wo die Kohle zutage tritt, ist das erste Aufdecken längs der zutage liegenden Schichten zu machen, die Überlagerung wird dann unter die Kohlenschicht abgeworfen. Nachdem die Kohle aufgedeckt ist, wird mit einer anderen kleineren Schaufel, welche dem Exkavator folgt, gearbeitet. Die Breiten der Tagebau-Aufdeckungen müssen so berechnet werden, daß die Überlagerung in Stellen angehäuft werden kann, von welchen die Kohle weggebracht ist und so, daß eine zweite Abwerfung oder Beförderung vermieden ist. Das Bohren und Sprengen wenigstens eines Teils der Überlagerung ist in den meisten Gruben notwendig. Gebohrt wird mittels Bohrmeißelmaschinen und Druckluftapparaten. Die Bohrlöcher sind gewöhnlich gesprengt oder mit einer Ladung von Sprengmitteln so ausgefüllt, daß eine gewünschte Zertrümmerung erfolgen kann, gewöhnlich gebraucht man Schwarzpulver und in letzter Zeit auch flüssigen Sauerstoff als Sprengmittel.

Die Überreste, welche vom Exkavator zurückgelassen sind, müssen vor der Ladung der Kohle weggeschafft werden und nur dann ist die Kohle mittels Kraftschaufeln direkt in die Wagen zu verladen.

Der Preis der Ausrüstung variiert mit der Größe und Kapazität. Elektrische Schaufeln kosten gewöhnlich 20% mehr als Dampfschaufeln und auf Raupentraktoren montierte Schaufeln kosten ungefähr 35% mehr als solche auf Rädern.

Der Raupentraktor, getrieben durch Elektrizität, ist besonders für große Arbeiten die leistungsfähigste Maschine.

Der Gesamtpreis für Aufdeckung und Gewinnung einer metrischen Tonne variiert gewöhnlich zwischen $ 0.77 und $ 1.71 (RM 3,20 bis RM 7,12).

Japan

Die hydro-pneumatische Aufbereitung der Kohle

Japan Power Association

Prof. T. Takakuwa

Neuerdings hat der Verfasser zwei Grundgesetze festgestellt: Nämlich, daß man eine Sonderung der Kohle nach ihrem spezifischen Gewichte, gleich wie bei einer Setzmaschine, in einem Rohkohlenbett, welches unter Wasser gestellt ist, durch Durchperlung der Luft erzielen kann, und daß, trotz des großen Gewichts, ein grobes Stück Kohle in einer großen Masse feiner Kohle im Wasser von einer waagerechten Kraft aufwärts getrieben wird. Nach einer kurzen theoretischen Überlegung werden hier die Ergebnisse einiger Versuche angegeben, die vom Verfasser ausgeführt worden sind, um zu sehen, ob diese Tatsachen auf die Aufbereitung der Kohle anwendbar sind.

Die hydro-pneumatische Sonderung

Ein Volumen Luft verdrängt im Wasser ein gleiches Volumen Wasser und erzeugt dadurch eine aufwärts gerichtete Bewegung in ihm, wenn es seitlich eingefaßt ist und dabei die Luft an einem tiefen Punkt eingeführt wird. Die so geartete Bewegung setzt sich so lange fort, als das Volumen der Luft im Wasser zunimmt, sie hört auf, wenn es konstant bleibt, und ändert ihre Richtung nach unten, wenn es abzunehmen beginnt. Wird die Luftdurchperlung unterbrochen, so kann man das Wasser in der Richtung der Schwerkraft sich periodisch bewegen lassen. Eine solche Wasserbewegung wirkt, gleich wie bei einer Setzarbeit, auf das hineingelegte Gut sortierend. Andererseits hat die durchperlende Luft selbst eine Sonderungswirkung, so daß ein leichtes Kohlenteilchen immer höher gehoben werden muß als ein Teilchen der schwereren Berge. Durch folgenden Versuch wird diese Theorie bestätigt.

Eine gewisse Menge Rohkohle, die durch Siebe von 8 mm fällt, wird (Abb. 1) in die obere Abteilung eines mit Wasser gefüllten Kastens, welcher durch eine durchlocherte Metallplatte (*P*) geteilt ist, eingeführt, während in die untere Abteilung (*A*) durch einen Hahn (*F*), der im Luftwege eingestellt und mit der Hand umgedreht wird, Druckluft in bestimmten Zwischenräumen eingeblasen wird. Die Löcher in der Platte sind 0,75 mm groß und befinden sich in jeder Ecke eines Vierecks mit einer Kantenlänge von ungefähr 14 mm. Die vier Seitenwände des Kastens sind von Glasplatten gebildet, um die Vorgänge im Innern beobachten zu können.

Nach einigen Minuten intermittierender Durchperlung mit Luft wird der Inhalt mit Röntgenstrahlen durchleuchtet. Dabei bemerkt man sehr leicht, daß die Kohle im oberen Teile und die Berge im unteren Bereich sind.

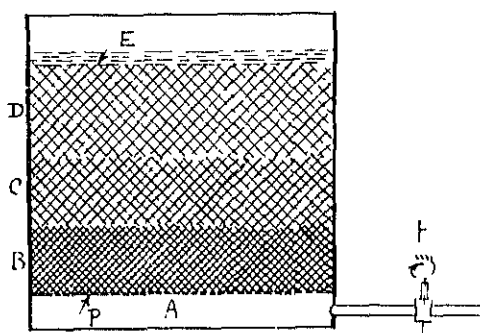



Abb. 1. Versuchsapparat für die hydro-pneumatische Sonderung.

A. Luftkammer *B* Bergezone *C* Gemischte Zone
D. Kohlenzone *E* Wasserzone *F* Drehbarer Hahn
P. Durchlöcherte Bodenplatte

Die umgekehrte Klassierung

Man begrabt eine grobe, würfelformige Stuckkohle (*A*) tief in einem Bett (*B*) von feinerer Kohle, die in einem Kasten enthalten ist (siehe Abb. 2) Zwei gegenüberstehende Seiten des Kastens sind von einem

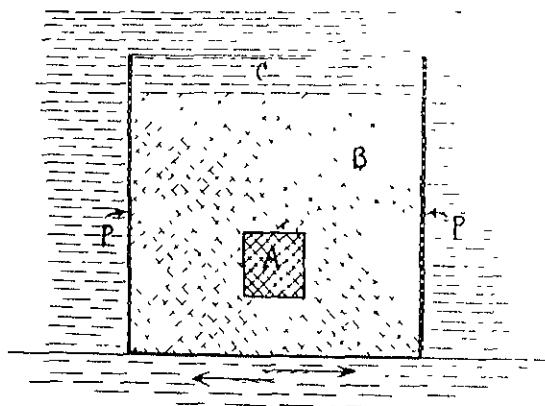



Abb. 2. Versuchsapparat fur die umgekehrte Klassierung
A Stuckkohle *B* Feine Kohle *C*. Wasser *P* Drahtnetzwand

Drahtnetze (*P*) umspannt, das fein genug ist, um die feinere Bettkohle daran zu hindern hinauszuwandern Dann wird der Kasten ins Wasser getaucht und waagerecht sowie zu den Drahtnetzseiten senkrecht dauernd

hin und her bewegt. Wenn die Bewegung die richtige ist, so erscheint nach einiger Zeit die grobe Kohle trotz ihres großen Gewichts auf der Oberfläche. Wir nennen diese Erscheinung „Umgekehrte Klassierung“. (*F. C. Dyer* hat ebenfalls eine solche bemerkt: E. M. J., 29. Juni 1929, S. 1030.)

Bei diesem Versuch kann das Wasser das Drahtnetz des Kastens fast ungehindert durchfließen. Um die Erscheinung erläutern zu können, macht man sich am besten klar, daß nicht der Kasten unter dem Wasser bewegt wird, sondern daß das Wasser durch den Kasten fließt.

Die Wasserkraft auf einem Punkt im Bett hat eine Größe, die gleich ist der Differenz zwischen der auf der Drahtnetzseite wirkenden Kraft und dem Widerstand im Bett, das zwischen der Drahtnetzseite und dem betreffenden Punkte liegt. Der Widerstand des Bettes gegen die Wasserströmung ändert sich mit der Bewegungsfähigkeit der das Bett bildenden Teilchen. Diese Bewegungsfähigkeit vermindert sich allmählich in einem tieferen Punkt, weil die einzelnen Teilchen unter dem ganzen Gewicht der darauf ruhenden Masse niedergedrückt sind. Daher vergrößert sich der Widerstand und es verkleinert sich folglich die Wasserkraft, je tiefer der Punkt liegt. Aus diesem Grunde kann man leicht verstehen, daß die durch die Wasserströmung verursachte Bewegung in einem tieferen Punkt der Bettkohle sich immer verkleinert, bzw. eine Fläche im Bett sich etwas heftiger als die gleich darunter liegende bewegt. Noch einen Schritt weitergehend kann man annehmen, daß eine der Bettschicht parallele Fläche, die tatsächlich in Bewegung ist, still steht und der darauf liegende Teil vom Wasserstrom — welche Kraft entsprechend dem Entfernungsabstande von der stillstehend angenommenen Fläche zunimmt — fortgetrieben wird.

Bei dem zuletzt erörterten Versuche nimmt man eine solche als stillstehend betrachtete Fläche gleich unter dem groben Stück Kohle an. Jetzt steht die Stückkohle zusammen mit feiner Kohle auf einer festen Fläche unter der Wirkung der sich nach oben verstärkenden Wasserkraft. Der Zustand ist ganz der gleiche wie auf einem Herd. Daher ist es sehr leicht zu verstehen, daß das grobe Korn über die kleineren hinweggleitet. Die Integralrechnung einer solchen Erscheinung von unten bis oben ist die umgekehrte Klassierung.

Wenn das grobe Stück so schwer ist oder das Bett so locker gemacht wird, daß das Stück durch das Bett sinken kann, kann dieser Klassierungsvorgang nicht stattfinden.

Der oben beschriebene Versuch war mit Kohle von 1—2, 2—4, 4—8 mm Größe als Bettgut und einer von 20, 30, 40, 50, 60 mm als grobe Stücke ausgeführt worden. Bei jeder Kombination ging der Versuch sehr gut, aber ein Schieferstück von 10 mm Größe sank in jedem Falle unter.

Die Vereinigung der zwei Grundgesetze

Wenn man die zwei Grundgesetze, nämlich die hydro-pneumatische Sonderung, die auf dem Unterschiede des spezifischen Gewichts beruht, und die umgekehrte Klassierung, die sich aus dem Unterschiede der

Stückgröße herleitet, gemeinsam anwendet, so wird die aufbereitbare Grenzgroße der Kohle und der Berge erweitert, und die Aufbereitungsarbeit geht auch viel besser von statten, weil ein Stuck Kohle und eines der Berge, die nach dem Gleichfälligkeitsgesetze des ersten Vorgangs zusammen sein müssen, beim zweiten gesondert werden konnen.

Nach dieser Idee sind einige Aufbereitungsversuche unternommen worden. Zu diesem Zwecke wurden zwei Maschinen, ein hydro-pneumatischer Herd und eine hydro-pneumatische Setzmaschine, gebaut.

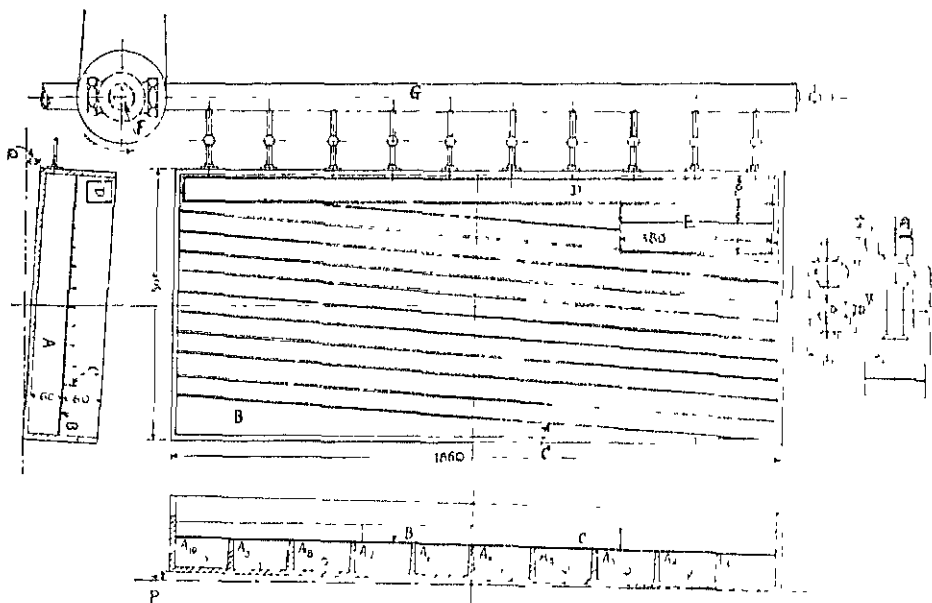



Abb. 3. Hydro-pneumatischer Herd.

A Luftkammer B Herdfläche der durchlocherten Platte C Holzleiste D Wasserrinne E Kohleneingang F Umdrehender Lufthahn G Luftleitung Q Querneigung P Langsneigung W Antriebseinrichtung Einheit mm

Der hydro-pneumatische Herd

Die obige Abbildung (Abb. 3) zeigt den zu Versuchszwecken gebauten hydro-pneumatischen Herd Er unterscheidet sich von einem gewohnlichen Schüttelherd nur in folgenden Punkten

1. Die Herdtafel hat die Form eines niedrigen Kastens.
2. Die Herdflache (B) wird von einer durchlocherten Metallplatte gebildet und ist mit vielen Holzleisten (C) versehen
3. Darunter befindet sich eine Luftkammer (A), die in zehn Abteilungen (A_1 . . . . . A_{10}) geteilt ist, um die Luft gleichmaßig auf die Herdfläche verteilen zu konnen.
4. Ein umdrehbarer Hahn (F), der die intermittierende Durchperlung der Luft beherrscht, findet sich in der Haupt-Luftleitung (G).

Diese Maschine wird in ganz gleicher Weise wie ein gewöhnlicher Schüttelherd gebraucht. Der Erfolg der Arbeit ist hauptsächlich von den beiden Neigungen (Q und P) der Herdfläche und dem System der Leisten abhängig.

Hier werden einige Versuchsergebnisse aus den vielen, die unter verschiedenen Umständen angestellt worden sind, wiedergegeben. Die gebrauchte Kohle ist eine Rohkohle, welche durch 8 mm-Siebe fallt und deren durchschnittliche Zusammensetzung in der folgenden Tabelle aufgefuhrt ist

Tabelle 1

Zusammensetzung der Rohkohle

Spezifisches Gewicht	Gewichtsmenge %	Aschengehalt %
— 1,3	38,70	3,07
1,3 — 1,4	31,75	10,14
1,4 — 1,5	7,78	24,36
1,5 — 1,6	4,13	35,28
uber 1,6	17,64	71,80

Der gesamte Aschengehalt betragt 19,44%.

Die Versuchsbedingungen und die Versuchsergebnisse sind aus Abb. 4 bis 8 zu entnehmen. Der Vergleich der Versuche N und P beweist sehr deutlich, daß die intermittierende Durchperlung der Luft sehr zweckmäßig ist

Nach diesen Versuchsergebnissen, die mit einer sehr kleinen und provisorischen Anlage unternommen wurden, kann man sicher behaupten,

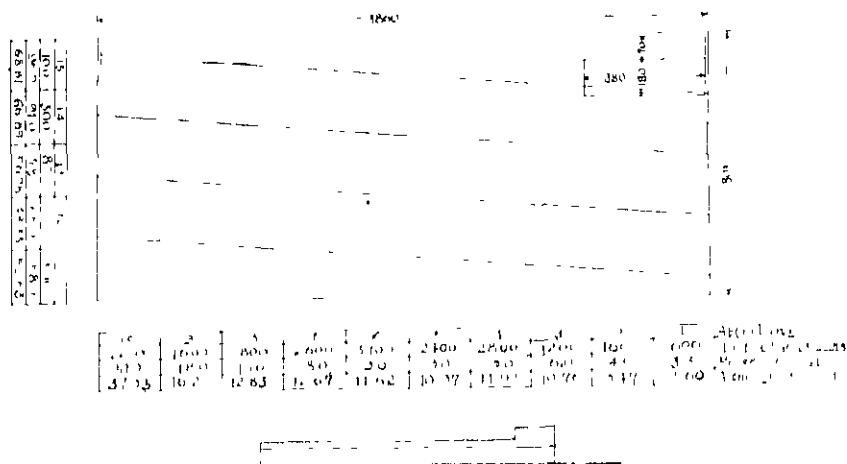



Abb. 4. Versuch „G".

Luftdurchperlungszahl 90/min Stoßzahl 208/min Stoßlange 15 mm Wassermenge 63 l/min Datum 28. Juni

Abb. 9. Hydro-pneumatische Versuchssetzmaschine.

A_1, A_2, A_3, A_4 Luftkammern. B_1, B_2, B_3, B_4, B_5 Scheidewände. C. Umdrehbarer Lufthahn. D. Luftleitung. E. Kohleneintritt. F. Wassereinführung. Einheit: mm

daß man mit einer noch größeren und sorgfältig gebauten Anlage ein noch viel besseres Resultat erzielen wird.

Auf dieser Maschine wird die Kohle zwischen den Leisten einerseits durch Luftdurchperlung rein hydro-pneumatisch und andererseits durch die bei der Bewegung der Tafel verursachte umgekehrte Klassierung (wie es bei dem zweiten Versuche der Fall war) aufbereitet, in der oberen Schicht, die auf der von den oberen Rändern der Leisten gebildeten Fläche steht, dagegen hauptsächlich durch die von dem Waschwasserstrom verursachte umgekehrte Klassierung.

Abb. 9 zeigt eine hydro-pneumatische Versuchssetzmaschine, deren Gebrauchsfläche ebenso groß wie diejenige der kleinen Harzer Setzmaschine in meinem Laboratorium gebaut ist, damit vergleichbare Versuche gemacht werden können.

In der neuen Maschine wird das Material schon am Einführungspunkte gemäß dem spezifischen Gewicht so vorbereitet, daß die Berge unter die Kohle sinken, die Kohle aber in der Nahe der Oberflache bleibt, und die feine Kohle in der Zwischenschicht wandert. In jeder Abteilung, welche von zwei Scheidewanden (B_1 bis B_5) begrenzt ist, bleibt das Material außerhalb der Wirkung des Wasserstroms und wird nur hydro-pneumatisch aufbereitet; im oberen, fließenden Teile dagegen nach dem Gesetze der umgekehrten Klassierung.

Die Versuchsbedingungen sind aus Tabelle 2 zu erkennen:

Tabelle 2
Versuchsbedingungen

Maschine	Harzer Setzmaschine			hydro-pneumat. Setzmaschine		
Versuchszeichen	A	B	C	A′	B′	C′
Stoßzahl	116 min	116/min	116 min	—	—	—
Stoßlange 1. Abteilung	19 mm	19 mm	19 mm	-	-	--
2. Abteilung	18 „	18 „	18 „	--		
3. Abteilung	17 „	17 „	17 „		- -	–
4. Abteilung	17 „	17 „	17 „	-	--	
Gesamte Kohlenmenge (kg)	12,0	23,2	36,0	12,0	23,2	36,0
Versuchsdauer	5 min 20 s	9 min 50 s	14 min 50 s	4 min 15 s	10 min 0 s	14 min 15 s
Wassermenge (l/min)	33	33	33	29	29	29
Versuchsdatum	31 Aug	31 Aug	31 Aug	28 Aug.	28 Aug	28. Aug.

Die Versuchsergebnisse sind in Tabelle 3 wiedergegeben.

Die Versuche A und A', B und B', C und C' wurden unter vergleichbaren Bedingungen angestellt, und es ist in jedem Falle leicht erkennbar, daß die neue Maschine bedeutend besser arbeitet. Obgleich fur den wirklichen Gebrauch die Arbeitsbedingungen, wie Druck der Luft, Hohe der Scheidewand, d. h. die Dicke der Bergeschicht, Große und Abstand der Locher in der Bodenplatte und Durchperlungszahl usw. zweckmaßig gewahlt werden mussen, so ist, wie bei gewohnlichen Maschinen, das wichtigste und auch schwerste Problem, eine geeignete Methode zu finden, bei der die Bergeschicht abgetragen wird, ohne die darauf liegende Kohlenschicht zu zerstoren.

Nur aus einigen solchen oben beschriebenen Versuchen darf man naturlich keine endgultigen Schlusse ziehen, dennoch kann es als sicher gelten, daß fur so feine Kohle der neue Prozeß mindestens gleich wirksam wie der alte sein kann. Ist es wirklich so, dann ist die vorgeschlagene neue Methode empfehlenswert, weil der dabei benotigte Raum und das erforderliche Material bedeutend geringer sind.

Tabelle 3

Versuchsergebnisse

	Versuchszeichen	Aschengehalt (%)	Zusammensetzung nach dem spezifischen Gewicht (Gewicht %)					Gewichtsmenge (g)
			bis 1,3	1,3-1,4	1,4-1,5	1,5-1,6	über 1,6	
Prod. aus 1. Abteil.	A	51,02	12,4	9,2	5,7	7,1	65,1	1734
	A′	55,42	9,8	9,0	5,0	4,5	71,7	1872
	B	62,95	6,0	4,4	2,2	2,2	85,2	1988
	B′	61,42	7,7	4,5	2,8	2,8	82,2	2727
	C	66,46	3,7	2,7	1,2	1,4	91,0	2260
	C′	66,01	4,0	2,7	1,6	1,5	90,2	2804
Prod. aus 2. Abteil	A	24,94	32,1	21,4	15,8	10,7	19,7	1222
	A′	29,11	28,9	20,2	11,9	10,1	28,9	1040
	B	44,16	14,3	14,2	8,7	13,2	49,4	1381
	B′	42,52	16,8	15,4	8,3	11,7	47,8	1472
	C	46,99	16,7	10,8	6,3	7,2	59,0	1570
	C′	58,59	8,6	6,1	3,0	5,9	76,4	1512
Prod. aus 3 Abteil.	A	15,58	43,6	26,8	14,4	7,9	7,3	1126
	A′	21,35	38,0	23,5	14,0	8,9	15,6	903
	B	30,09	23,6	19,2	15,2	17,6	24,4	1116
	B′	32,65	24,6	20,9	11,1	11,2	32,2	1058
	C	39,12	16,2	18,7	9,7	14,9	40,5	1276
	C′	48,17	11,6	11,9	9,3	10,6	56,5	909
Prod aus 4. Abteil.	A	12,50	37,8	38,5	15,3	5,0	3,4	878
	A′	17,76	40,5	27,6	13,3	8,0	10,6	623
	B	22,63	25,7	23,9	23,3	14,1	12,2	939
	B′	27,09	29,5	22,5	11,8	12,4	23,8	760
	C	31,65	22,3	16,2	15,4	10,0	27,0	1012
	C′	36,59	24,9	12,7	10,3	14,8	37,3	1012
Gewaschene Kohle	A	9,17	60,5	25,0	9,0	1,3	1,8	7040
	A′	7,12	64,9	28,4	4,4	3,7	1,0	7562
	B	11,24	60,0	22,0	9,5	3,4	5,1	17776
	B′	8,47	60,0	29,0	6,8	2,7	1,5	17183
	C	13,34	51,3	26,9	9,3	6,0	6,5	29882
	C′	9,80	56,4	29,1	8,2	3,9	2,4	29773

Aschengehalt ist aus Zusammensetzung nach dem spezifischen Gewicht gerechnet.

Das hydro-pneumatische Gerinne

Bei einem Gerinne wie der Rhéowasche beruht die Arbeit hauptsächlich auf dem Gesetze der umgekehrten Klassierung, wobei es sich nicht vermeiden läßt, daß feine Kohle zwischen den Bergen gefangen wird und damit verloren geht. Wenn man hier das Prinzip der hydropneumatischen Sonderung anwendet, werden reinere Berge hervorgebracht und dementsprechend der Gewinn der Arbeit vermehrt

Man braucht weniger Angst zu haben, daß das Einblasen der Luft die Schichtenbildung stört, wie es aus den Versuchsergebnissen mit dem Herde, besonders beim Vergleich von P und N, deutlich zu erkennen ist. Für Versuchszwecke kann die hydro-pneumatische Versuchssetzmaschine als ein Gerinne verwendet werden, wenn die Scheidewände fortgelassen werden und die Maschine etwas geneigt gestellt wird. Mit ihr wurden zwei Versuche, nämlich einer mit und ein anderer ohne Luftdurchperlung, im übrigen unter gleichen Bedingungen, gemacht. Beim zweiten Versuch waren die Ergebnisse unvergleichlich schlechter: eine kleinere Leistungsfähigkeit und eine unvollkommene Sonderung. Das soll jedoch nicht heißen, daß ein Gerinne immer sehr schlecht arbeiten muß und daß bloß das vorgeschlagene Verfahren wirksam ist. Da augenblicklich eine sichere Methode, um die sich bildenden Schichten zu sondern, noch nicht gefunden ist, so können hier zahlenmäßige Ergebnisse leider noch nicht gegeben werden.

Summary

Hydro-pneumatic separation. If some volume of air is introduced near the bottom of a small container of water, an equal volume of water must be removed. The rejected water must go up, because there is only one free way. When the air escapes out of the water, the water level goes down. Thus the water can be kept in pulsating motion by an intermittent introduction of air. Any material kept in this water is subjected to the pulsating action. The heavier particles are collected near the bottom, the lighter in the upper layer of the material, if it is composed of particles of different specific gravities.

Reversed classification. A large piece of coal can be carried up to the surface in a thick bed of finer particles of coal by a horizontal differential force in a stream of water as in a trough. This phenomenon is called reversed classification (this fact is mentioned also by F. C. Dyer, E. M. J. June 29, 1929, p. 1030). The chief governing factors of this classification are 1. the difference in the size of the particles, 2. the differential strength of the force in the bed, which increases as it approaches to the surface, and 3. the bearing or supporting strength of the layer.

Combination of the two theories for washing coal. If the two theories above mentioned are combined for washing coal, the separation can be carried out under very favorable conditions. The larger particles of coal, which have a tendency to sink with the shale because of gravitation, can be kept in the upper part of the coal bed by the reversed classification, and the fine particles of coal, which have a tendency to be mixed into the layer of shale by the horizontal force, can be forced up to the upper part, that is, into the coal bed, by hydro-pneumatic force. This is actually proved by some experiments, which were carried out with two different kinds of machines.

This combination method can be very easily applied to a table or a trough washer by providing a perforated bottom plate, an air chamber under it and a revolving cock in the air main to stop intermittently the flow of air. If this method is applied to a jig, the shaking compartment and the hutch room are superfluous. Therefore space and construction material can be very much economized.

The advantages of this method are 1. good separation, 2. increased capacity on the same working area, and 3. the saving of space and material when applied to a jig.

Schweden

Der Schmelzpunkt der Kohlen- und Koksasche

Schwedisches Nationalkomitee

S. Qvarfort

Das Problem der Verschlackung ist in den letzten Jahren bei Diskussionen von wärmetechnischen Verhältnissen immer mehr in den Vordergrund getreten. In den meisten Fällen ist die Entfernung der Schlacke beim Heizen ein unbedingter Nachteil, und nur ausnahmsweise, wie bei Betrieb von Hochöfen und bei Verwendung von Generatoren, wo die Schlacke in fließendem Zustand abgelassen wird, ist eine leicht schmelzbare Schlacke wünschenswert. In diesem Aufsatz wird nur der erstere und häufigere Fall behandelt werden, wo die Schlacke von unbedingtem Nachteil ist.

Die durch Schlackenbildung in größerem Umfang entstehenden Schwierigkeiten sind verschiedener Art. U. a. wird das Mauerwerk in gemauerten Feuerstätten oft von der entstandenen Schlacke angegriffen, was kostspielige Reparaturen veranlaßt. In Feuerstätten ohne Mauerwerk, besonders solchen, die mit Koks geheizt werden, wie in den nunmehr überall in kalten Ländern verwendeten Zentralheizkesseln, ist die Schlackenbildung sehr lästig, da sie dem Heizer große Mühe bei der Entfernung verursacht und leicht schlechte Heizökonomie in schlecht geschlackten Kesseln veranlaßt, wo die Anhäufung von Schlacke der Verbrennungsluft Gelegenheit gibt, einen kürzeren Weg durch die Brennstoffschicht zu suchen. Wenn man bedenkt, daß gerade die Heizung von Zentralheizkesseln gewöhnlich von ungeschultem Personal, meistens vom Pförtner des Hauses, besorgt wird, ist ein wenig oder gar nicht schlackender Koks die Hauptbedingung für einen störungsfreien Betrieb.

Diejenigen Faktoren, welche die Schlackenbildung bestimmen, sind in erster Linie die Temperatur der Feuerstätte und der Schmelzpunkt der Asche des verwendeten Brennstoffes. Die Temperatur in einer Feuerstätte (die Feuertemperatur) hängt wiederum von mehreren Faktoren ab. Die Forcierung (Belastung) des Kessels wirkt so, daß die Feuertemperatur bei höherer Belastung höher ist und umgekehrt. Ferner wird die Feuertemperatur von der Form der Feuerstätte beeinflußt, indem eine breitere Feuerstätte eine höhere Feuertemperatur gibt als eine engere. Ebenso sind die Art des verwendeten Brennstoffes und die Stückgröße von Bedeutung. Ein Brennmaterial mit größerem Kohlenstoffgehalt, wie Retortengraphit, gibt also höhere Feuertemperatur,

dagegen geben Anthrazit und Dampfkohlen niedrigere Temperatur als Koks. Die Stückgröße des Brennstoffes wirkt in der Weise, daß ein kleinstückigeres Brennmaterial höhere Feuertemperatur als gröberes Material ergibt.

Der Schmelzpunkt einer Brennstoffasche hängt in erster Linie von der Zusammensetzung ab. Kohlen- und Koksasche enthalten bekanntlich mehrere Oxyde, sowohl basischen wie sauren Charakters, wie Al, Fe, Ti, Ca, Mg, K und Na, ferner Si, S und P u. a. Den Schmelzpunkt erhöhen vor allem Al_2O_3 und SiO_2, erniedrigend wirken Fe_2O_3, CaO und MgO wie auch die Alkalien. Laut der *Strache*'schen Formel $\frac{SiO_2 + Al_2O_3}{Fe_2O_3 + CaO + MgO}$ ist der Schmelzpunkt der Asche um so höher, je größer dieses Verhältnis ist. In Tabelle I sind einige Analysen von typischen Kohlenaschen zusammengestellt. Die Analysen sind vom Laboratorium des Stockholmer Gaswerkes ausgeführt worden.

Tabelle 1
Zusammensetzung von Kohlenaschen

		Kohle A Durham Kokskohle	Kohle B Durham Kokskohle	Kohle C Westfal. Kokskohle
SiO_2	%	48,40	44,60	41,99
Al_2O_3	%	30,40	28,09	26,35
Fe_2O_3	%	12,77	11,96	16,73
Mn_3O_4	%	0,25	0,21	0,60
CaO	%	1,46	6,61	4,51
MgO	%	1,21	1,49	2,40
SO_3	%	0,61	1,56	2,75
P_2O_5	%	0,17	0,41	0,54
TiO_2, Alkalien usw.	%	4,73	2,01	4,13
$\frac{SiO_2 + Al_2O_3}{Fe_2O_3 + CaO + MgO}$		5,10	3,62	2,89
Schmelzpunkt der Asche	°C	1485	1360	1160

Auf Grund der Zusammensetzung der Asche mit Hilfe von Formeln den Schmelzpunkt einigermaßen genau zu berechnen, ist unmöglich, da Möglichkeit zur Bildung der verschiedensten Silikate bei Erhitzung der Asche vorliegt. Diese Silikate verhalten sich ganz verschieden betreffs des Schmelzpunktes.

Es erhebt sich nun die Frage: wie soll man am besten den Schmelzpunkt einer Kohlen- oder Koksasche definieren? Deutlich geht aus an dem Stockholmer Gaswerk ausgeführten oder in der Literatur angeführten Ermittlungen hervor, daß zwischen demjenigen Punkt der Erhitzungskurve, wo die Asche plastisch zu werden beginnt, dem Erweichungspunkt, und demjenigen Punkt, wo die Asche zu einer Flüssigkeit schmilzt, ein größeres oder kleineres Intervall liegt. Soll man nun ganz aufhören, von einem Schmelz*punkt* zu sprechen, und

.essen mit Erweichungs*kurven* der Asche bei Erhitzung operieren, ; bei der von *Bunte* und *Reerink*[1] beschriebenen Methode der .l ist? Oder soll man im Anschluß an die offiziellen Standardmethoden in England und den Vereinigten Staaten den Schmelzpunkt als denjenigen Punkt definieren, wo ein Aschenkegel von gewissen Dimensionen zu einer Kugel zusammenschmilzt? Unseres Erachtens ist die letztere Methode vorzuziehen, da dieselbe einfacher auszuführen ist und die dabei zu erreichenden Werte gut mit der in der Praxis erhaltenen Verschlackung übereinstimmen, wie wir später zeigen werden. Die Methode des Stockholmer Gaswerkes zur Bestimmung des Schmelzpunktes, welche sich an die in England und den Vereinigten Staaten verwendete Methode angliedert, ist eine Modifikation einer zuerst von *Weyman* angegebenen Methode[2]. Die Methode ist kurz folgende: Aus der Asche werden Segerkegel in Höhe von 38 mm und mit einem Basenrand von 8 mm geformt. Zum Formen wird eine 0,5 %ige Lösung von Gummi arabicum in Wasser verwendet. Die Kegel werden auf feuerfesten Platten montiert und langsam bei 30 bis 40° C getrocknet. Die Bestimmung des Schmelzpunktes erfolgt in einem aus feuerfesten Ziegeln gemauerten Ofen. Im Hintergiebel des Ofens ist ein Preßluftdoppelbrenner *Meker*'schen Fabrikats eingesetzt. In dem Ofen sitzt eine Silicamuffel, worin die Platten mit den Kegeln placiert werden. Im Vorderteil des Ofens steckt ein kurzes Stahlrohr, das mittels einer dünnen Glimmerscheibe verschlossen ist. Bei Bestimmung des Schmelzpunktes wird der Ofen langsam bis auf 1500° erhitzt, was eine Zeit von etwa 3 Stunden in Anspruch nimmt. Das dafür verwendete Gas ist Rohgas von den Öfen mit einem oberen Heizwert von 4900 bis 5100 kcal bei 15° 760 mm. Die Atmosphäre im Ofen wird dadurch leicht reduzierend gehalten, daß eine Flamme von bestimmter Höhe stets aus dem Schornstein des Ofens hervorschlägt. Die Temperatur der Kegel wird direkt mit Hilfe eines *Holborn-Kurlbaum*-Pyrometers beobachtet. *Als Schmelzpunkt wird diejenige Temperatur betrachtet, bei welcher die Spitze der Kegel die Unterlage berührt.* Gewöhnlich erhält man gut reproduzierbare Schmelzpunkte, höchstens 10 bis 20° C voneinander abweichend. In einigen Fällen haben Aschen von Mischungen mehrerer Kohlensorten Differenzen gezeigt, welche die angegebenen Grenzen überschreiten.

Bei Heizung mit Kohle und Koks entsteht oft die Frage, wie man Schlackenbildung am besten vermeidet. In Anbetracht der Zusammensetzung von Kohlen- und Koksaschen im allgemeinen ist man geneigt, wenn eine Asche zu niedrigen Schmelzpunkt hat, einen oder mehrere Stoffe hinzuzufügen, um den Schmelzpunkt zu erhöhen. Diejenigen Stoffe, die da in Frage kommen, sind solche, die SiO_2 oder Al_2O_3 oder beides enthalten. In zwei verschiedenen Fällen sind am Stockholmer Gaswerk Versuche gemacht worden, bei Heizung in Zentralwärme-

[1] Bunte und Reerink: Schmelzvorgänge bei Brennstoffaschen. Das Gas- und Wasserfach, S. 632, 1929

[2] Weyman. Modern Gasworks Chemistry. London 1928, S. 52

kesseln mit Koks, dessen Asche einen zu niedrigen Schmelzpunkt hat, durch Zusatz von Kieselsäure in verschiedenen Formen (Sand von verschiedener Feinheit, gemahlener Quarz) und Kaolin oder Chamottemehl die Schlackenbildung zu vermindern. Der Schmelzpunkt der Koksasche war in beiden Fällen etwa 1170° C. Die Größe des Zusatzes wechselte von 1,5% bis zu 10% des Koksgewichtes. Eine größere Wirkung des Zusatzes von Kieselsäure oder Chamottepulver konnte nicht konstatiert werden. Dahingegen reduzierte der Zusatz von Kaolin die Schlackenbildung etwas. Ein Zusatz von 3% des Koksgewichtes scheint das Minimum zu sein. Dies veranlaßt jedoch so große Kosten für Material und Arbeit, daß die Sache aus ökonomischen Gründen unausführbar wird. In Verbindung mit diesen Untersuchungen wurde auch in einem Falle zu einer Kokssorte mit hohem Schmelzpunkt der Asche Kalk hinzugefügt, da bei einer gewissen Anlage Schlacke anstatt Asche erwünscht war. Wie auf Grund von Erfahrungen auf anderen Gebieten, z. B. der Hochofentechnik, zu erwarten war, gab dieser Zusatz ein gutes Resultat, sogar bei so kleinen Kalkmengen wie 1% des Koksgewichtes. Der Wunsch, bei Beheizung von Zentralheizkesseln Schlacke anstatt Koksasche zu erhalten, ist indes eine selten vorkommende Ausnahme. Hier handelte es sich um einen Kessel von dampfkesselähnlicher Konstruktion, nicht um einen Sektionskessel des gewöhnlichen Typs, wo Freiheit von Schlacken unbedingt erwünscht ist.

Von denjenigen Stoffen, die in der Kohlenasche am meisten dazu beitragen, den Schmelzpunkt zu senken, gehören die Oxyde des Eisens zu den wichtigsten. Das Eisen in der Asche von Kohlen und Koks rührt hauptsächlich von dem in den Kohlen vorkommenden Schwefelkies her. Beim Schmelzen der Asche bildet diese verschiedene Silikate und Doppelsilikate mit anderen Metalloxyden. Das einfache Eisensilikat, Fayalit, Fe_2SiO_4, das von zweiwertigem Eisen nach der Formel $2FeO \cdot SiO_2 = Fe_2SiO_4$ gebildet wird, ist besonders bemerkenswert wegen seines niedrigen Schmelzpunktes. Dieser ist gemäß der früher erwähnten Arbeit von *Bunte* und *Reerink* 1150 bis 1200° C. Bei einer Untersuchung des Schmelzpunktes bei Aschen von zusammengehörigen Kohlen und Koks am Stockholmer Gaswerk erhielt man das überraschende Resultat, daß, während die Kohlenasche einen Schmelzpunkt von 1185° C hatte, die Koksasche nur 1215° C zeigte, also eine Differenz von 270° C. Der Verdacht lag vor, daß Eisen beim Mahlen des harten Kokses bei der Bereitung der Probe in dieselbe hineingekommen war. Diese Bereitung geht am Gaswerk so vor sich, daß die Rohprobe erst in einer größeren und nach der Teilung in einer kleineren Spindelmühle gemahlen wird. Die für die Analyse bestimmte Probe von 0,5 kg wird danach in einer Kugelmühle aus Stahl mit Stahlkugeln gemahlen. In diesem Fall richtete sich der Verdacht zunächst auf die Kugelmühle. Andeutungen sind auch in der Literatur[3] darüber

[3] J. Hiles and R. A. Mott „The grinding of coal for analysis". Fuel in Science and Practice, S. 509, 1928.

gemacht worden, daß Eisen besonders bei Probebereitung von Koks hineinkommen konnte. Jedoch wird in diesem Zusammenhang nur von einer Zunahme des Aschengehaltes gesprochen, nicht von einer Änderung des Schmelzpunktes der Asche. Das Stockholmer Gaswerk stellte anläßlich des erwähnten Falles eine Reihe von Untersuchungen an, wobei sich interessante Tatsachen ergaben. Die Untersuchung umfaßte Probebereitung von Kohlen, Koks und Schlacke und richtete sich besonders auf die Feststellung der Zunahme des Fe_2O_3-Gehaltes in den Aschen und Veränderungen des Schmelzpunktes der Asche durch verschiedene Mahlmethoden. Eine Zusammenstellung der Resultate ist in Tabelle 2 zu finden.

Aus der Tabelle geht hervor, daß beim Mahlen des Kokses eine bedeutende Erhöhung des Fe_2O_3-Gehaltes in den Aschen stattfindet. Diese Zunahme scheint gänzlich auf der Kugelmühle zu beruhen, da die Proben mit Koks A_{II}, wo keine Kugelmühle verwendet wird, keine Zunahme des Fe_2O_3-Gehaltes zeigen. Die Zunahme durch die Kugelmühle steigt bis 2,5 bis 3 % des Aschengehaltes. Diese Zunahme des *Aschengehaltes* liegt ungefähr innerhalb der Fehlergrenze für die Aschenbestimmung und kann deshalb vernachlässigt werden. Bei *Analysen* der Asche und *Untersuchung des Schmelzpunktes* der Asche darf die Zunahme *nicht* vernachlässigt werden, da sie, wie die Tabelle zeigt, eine Senkung des Schmelzpunktes der Asche um 180 bis 200° C mit sich bringt. Beim Mahlen von Kohlen wird, wie bei dem weicheren Material zu erwarten war, die Abnutzung der Mühle kleiner, und die Zunahme des Fe_2O_3-Gehaltes der Asche beträgt nur etwa 0,5 %, was in diesem Fall den Schmelzpunkt um etwa 85° C senkt. Beim Mahlen der Schlacke wird selbstverständlich die Abnutzung sehr groß, aber infolge der großen Aschenmenge prozentuell klein, = 0,80 %, was den Schmelzpunkt um 35° senkt. Die erwähnten Versuche haben dazu geführt, daß ein anderes Verfahren bei der Probeaufbereitung nunmehr am Gaswerk verwendet wird, wenn der Schmelzpunkt der Asche bei Kohlen, Koks oder Schlacke bestimmt werden soll. Das Mahlen erfolgt in solchen Fällen nur in den Spindelmühlen, und von der grobgemahlenen Probe werden 100 g abgewogen, welche dann im Muffelofen auf gewöhnliche Weise verascht werden. Danach wird die *Asche* im Achatmörser zu beliebiger Feinheit zerrieben.

Bei Proben mit direktem Zusatz von 2 bis 3 % Fe_2O_3 zu Koks und Koksasche ist gleichfalls eine Senkung des Schmelzpunktes der Asche konstatiert worden, obgleich keine so bedeutende, da der Aschengehalt um denselben Betrag durch Mahlen zunahm. Worauf dieser Unterschied beruht, hat nicht festgestellt werden können.

Die Änderung der Art der Probeaufbereitung gab bei der obenerwähnten Koksasche einen neuen Schmelzpunkt von 1390° C. Dieser unterscheidet sich jedoch bedeutend von der entsprechenden Kohlenasche, bei der er 1485° war, also 95°. Im allgemeinen hat man angenommen, daß der Schmelzpunkt von Kohlen- und Koksasche derselbe sei. Indes haben *Bunte* und *Reerink* in der obengenannten

Tabelle 2. Der Einfluß der Probebereitung auf den Fe_2O_3-Gehalt der Aschen

	Kohle A				Koks A_1				Koks A_2			Schlacke D	
	Gemahlen in größerer Spindelmühle, kleinerer solcher und Stahlkugelmühle mit Kugelsatz I	Zerkleinert mit der Hand und in Porzellankugelmühle gemahlen	Gemahlen in größerer Spindelmühle, kleinerer solcher und Stahlkugelmühle mit Kugelsatz I	Gemahlen in größerer Spindelmühle, kleinerer solcher und die Asche im Achatmörser gerieben	Gemahlen in größerer Spindelmühle mit der Hand zerkleinert und die Asche im Achatmörser gerieben	Gemahlen in größerer Spindelmühle mit der Hand zerkleinert und in Stahlkugelmühle mit Kugelsatz II gemahlen	Gemahlen in größerer Spindelmühle, mit der Hand zerkleinert und in Stahlkugelmühle mit Kugelsatz II gemahlen	Gemahlen in größerer Spindelmühle, mit der Hand zerkleinert und in Stahlkugelmühle mit Kugelsatz III gemahlen	Gemahlen in größerer Spindelmühle, kleinerer solcher und die Asche im Achatmörser gerieben	Gemahlen in größerer Spindelmühle und die Asche im Achatmörser gerieben	Mit der Hand zerkleinert und die Asche im Achatmörser gerieben	Gemahlen in größerer Spindelmühle, kleinerer solcher und Stahlkugelmühle mit Kugelsatz I	Mit der Hand zerkleinert und in Porzellankugelmühle gemahlen
Aschengehalt in trockener Probe . . %	8,12	7,75	10,11	10,21	9,98	10,39	10,19	10,31	8,96	9,26	9,29	92,36	91,97
Fe_2O_3 in der Asche . %	14,01	13,53	15,44	12,95	13,91	16,79	16,29	16,72	13,94	14,16	14,01	14,30	13,50
Schmelzpunkt der Asche . °C	1400	1485	1190	1370	1390	1225	1170	1220	1340	1350	1330	1155	1190

Arbeit Differenzen bis zu 70° C konstatiert. Weiter eingegangen auf dieses Thema wird jedoch dort nicht. Im Laboratorium des Stockholmer Gaswerkes sind daher eine Reihe von Untersuchungen der genannten Verhältnisse ausgeführt worden, um Klarheit über die Ursache des niedrigeren Schmelzpunktes bei Koksasche als bei Kohlenasche zu gewinnen. Zwei Ursachen für diese Differenz können in erster Linie angenommen werden. Die eine ist die, daß die Eisenverbindungen in der Kohlenasche während der Entgasung zu FeO reduziert würden, welches später beim Schmelzen der Asche Fayalitbildung veranlaßt. Die andere Ursache ist die, daß die Asche schon bei derjenigen Temperatur, die der Koks bei der Entgasung erreicht, etwa 1100° C, teilweise sintert, und daß dies den endgültigen Schmelzpunkt reduziert. *Gegen* die erste Ursache spricht der Umstand, daß im Koks reduzierte Eisenverbindungen bei der Veraschung sich wieder oxydieren müßten. *Für* die andere Ursache betr. Sintern spricht die von anderen Seiten her bekannte Tatsache, daß Sintern eines Materiales den endgültigen Schmelzpunkt reduziert.

Die Proben im Laboratorium des Gaswerkes wurden erst mit Reduktion der Kohlenasche B in der Weise ausgeführt, daß zu einer gewissen Kohlenasche 0,5 und 1% Koks hinzugefügt wurden. Der Schmelzpunkt fiel dabei von 1360° C auf 1295 bzw. 1290° C, also eine Senkung von 70° C. Bei demselben Zusatz zur Kohlenasche A mit dem Schmelzpunkt 1485° C waren die Schmelzpunkte 1470° bzw 1485° Dieselbe Kohlenasche, mit 10%iger Dextrinlösung anstatt der sonst verwendeten 0,5%igen Gummi arabicum-Wasserlösung geformt, gab einen Schmelzpunkt von 1460°. Die Kohle E, Schmelzpunkt 1440° C, gab bei 1% Kokszusatz zur Asche den Schmelzpunkt 1435°. Es scheint also, als ob in einigen Fällen eine Reduktion des Eisens nebst dadurch bedingter Senkung des Schmelzpunktes stattgefunden hatte Bei Zusatz von 0,5 bzw. 1% Koks zu *Koks*asche mit dem Schmelzpunkt 1350° war das Verhältnis das entgegengesetzte. Hier stieg nämlich der Schmelzpunkt bis auf 1380 bzw. 1375, also etwa 30° C. Die genannten Zahlen scheinen also zu zeigen, daß eine Reduktion des Eisens in der *Kohlen*asche bei Entgasung der Kohle stattfinden kann

Um die Theorie des Sinterns zu prüfen, wurde eine Untersuchung des Schmelzpunktes bei einer vorher geschmolzenen und pulverisierten *Kohlen*asche B ausgeführt Der neue Schmelzpunkt war dabei 1235°. Da der ersterhaltene Schmelzpunkt 1360° C war, verursachte also das Umschmelzen eine Senkung um 125° C Ein wiederholtes Umschmelzen gab das Resultat 1230° C, weshalb anzunehmen ist, daß der Schmelzpunkt sich bei dieser Gradzahl stabilisiert hat. Eine andere Kohlenasche A mit dem Schmelzpunkt 1485° C gab bei Umschmelzen den Schmelzpunkt 1360°, ungefähr dem für unsortierten Koks von derselben Kohle entsprechend.

Bei der *Koks*asche war das Verhältnis ein anderes. Dem ursprünglichen Schmelzpunkt 1350° in einem gewissen Fall entsprach beim Umschmelzen ein Schmelzpunkt 1340°. Der Schmelzpunkt der Koks-

asche war also schon von Anfang an konstant. Nun ist ja in den *Koppers*'schen Horizontalkammeröfen, in denen der betr. Koks hergestellt war, die durchschnittliche Temperatur beim Ausdrücken höchstens 1100° C, so daß ein vollständiges Schmelzen in diesem Fall nicht bei der Kohlenasche stattgefunden haben wird. Dahingegen wäre es ja denkbar, daß ein Sintern stattgefunden hatte. Um das zu prüfen, wurde die Kohlenasche A auf 1100° während 24 Stunden in einem elektrischen Rohrofen erhitzt. Beim Abschluß der Probe beobachtete man, daß die Asche zu einem weichen Kuchen zusammengesintert war. Auch unter dem Mikroskop konnte das Sintern festgestellt werden. Die Asche wurde wieder feingerieben, und ein neuer Schmelzpunkt wurde bestimmt, 1455°, also eine Senkung um 30° C. Das Sintern müßte ja eine beginnende Fayalitbildung andeuten. Um das zu prüfen, wurde teils die Gesamtmenge Eisen in der Asche, als Fe_2O_3 berechnet, bestimmt, teils in derselben Weise die in HCl lösliche Menge Eisen berechnet. Die Differenz gab das als Silikat gebundene Eisen an. In dieser Weise wurde unbehandelte Kohlenasche A, dieselbe Asche gesintert und dieselbe Asche geschmolzen, untersucht. Das Resultat ist in Tabelle 3 angegeben.

Tabelle 3

Fe_2O_3, gebunden als Silikat in Kohlenasche auf verschiedene Art behandelt

		Unbehan- delte Asche	Asche, bei 1100° wäh- rend 24 Std geglüht	Umge- schmolzene Asche
Gesamter Fe_2O_3-Gehalt	%	13,5	13,5	13,5
Davon unlöslich in HCl	%	14	33	80

Aus der Tabelle geht die gradweise Bindung des Eisens als Silikat hervor. Ein beginnendes Binden des Eisens als Silikat bei Entgasung der Kohle müßte sich dann bei entsprechender Untersuchung von zusammengehörender Kohlen- und Koksasche widerspiegeln. Betr. der Verteilung des Eisens als löslich und unlöslich in HCl kann jedoch kein Unterschied zwischen Kohlen- und Koksasche festgestellt werden, was bedeuten würde, daß die Temperatur in der Entgasungskammer nicht so hoch wie 1100° war, wenigstens nicht so lange wie 24 Stunden. Die Resultate dieser Proben gehen aus Tabelle 4 hervor. Eine erschöpfende Erklärung dieses Unterschiedes zwischen dem Schmelzpunkt der Kohlen- und der Koksasche ist also zur Zeit nicht zu erlangen.

Seit langer Zeit ist es am Stockholmer Gaswerk durch Untersuchungen bekannt gewesen, daß viele Eigenschaften des *Kokses* mehr oder weniger mit der Stückgröße desselben wechseln. So verhält es sich mit dem Wassergehalt, den flüchtigen Bestandteilen, dem Aschengehalt und dem Schwefelgehalt. In Zusammenhang mit

Tabelle 4
Untersuchung von zusammengehörenden Kohlen- und Koksaschen

	Kohle E	Mischung von 75% Kohle E und 25% Kohle C	Mischung von 60% Kohle E und 40% Kohle C
Die Kohle.			
Total. Fe_2O_3 der Asche . . . %	11,80	11,90	15,97
Davon als Silikat gebunden . . %	18,5	14,6	18,0
Schmelzpunkt der Asche . . C°	1440	1350	1250
Der Koks.			
Total. Fe_2O_3 der Asche . . . %	12,05	13,21	16,21
Davon als Silikat gebunden . . %	18,1	14,3	17,6
Schmelzpunkt der Asche . . C°	1230	1160	1115

früher erwähnten Untersuchungen des Schmelzpunktes bei Kohlen- und Koksasche wurden diese dahin ausgedehnt, auch die Schmelzpunkte bei verschiedenen Stückgrößen desselben Kokses zu umfassen. Drei verschiedene Kokssorten waren Gegenstand dieser Untersuchung, deren Resultat aus Tabelle 5 hervorgeht.

Tabelle 5
Schmelzpunkt der Asche bei verschiedenen Koksgrößen

	Koks aus Kohle A[1]			Koks aus 50% Kohle A und 50% Kohle C[1]		Koks aus Kohle C[2]	
	Aschengehalt %	% Fe_2O_3 der Asche	Schmelzpunkt der Asche C°	Aschengehalt %	Schmelzpunkt der Asche C°	Aschengehalt %	Schmelzpunkt der Asche C°
Kohle	7,91	13,41	1185	7,12	1330	7,03	119[illegible]
Koks, unsortiert .	9,98	13,91	1390	10,61	1195	8,59	1165
Koks, > 80 mm	9,29	13,91	1330	9,32	1230	8,61	1115
„ 45—80 „	8,95	13,72	1350	9,63	1280	8,16	1130
„ 25—45 „	10,17	11,67	1140	9,53	1340	8,14	1165
„ 15—25 „	16,71	9,61	1130	11,91	1320	9,92	1170
„ 6—15 „	20,85	10,00	1105	17,43	1165	12,58	1150
„ 0— 6 „	15,59	16,58	1170	15,08	1135	15,85	1115

[1] In 465 mm breiten Kammern hergestellter Koks
[2] In 350 mm breiten Kammern hergestellter Koks

Wie die Tabelle zeigt, wechselt der Aschengehalt sehr und erreicht sein Maximum bei den kleinsten Stückgrößen, allgemein bei der Größe 6 bis 15 mm. Der Fe_2O_3-Gehalt ist am kleinsten bei den Größen 15 bis 25 mm und 6 bis 15 mm und am höchsten bei den Größen 0 bis 6 mm

Die Verteilung des Aschengehaltes im Koks hängt von dem Schiefer ab. Das Zerspringen des Kokses beim Löschen erfolgt nämlich mittels Schieferkörnern als Ausgangspunkt, da der Schiefer einen anderen Wärme-

ausdehnungskoeffizienten hat als der Koks im übrigen. Gleichzeitig werden die Schieferkörner freigemacht und werden der Zerkleinerung der Kohle entsprechend bei den kleinsten Koksgrößen angereichert. Die an das Stockholmer Gaswerk gelieferten ungesiebten Kohlen enthalten folgende Hauptbestandteile, blanke Kohle (Clarain, Vitrain), matte Kohle (Durain) und Schiefer. Diese Bestandteile in der Kohle A zeigten folgende Zusammensetzung und Schmelzpunkte, Tabelle 6.

Tabelle 6
Zusammensetzung von blanker Kohle, matter Kohle und Schiefer

		Blanke Kohle	Matte Kohle	Schiefer
Aschengehalt . .	%	1,0	14,5	71,4
Fe_2O_3 der Asche.	%	7,69	5,51	9,88
Davon unlöslich in HCl . .	%	27,3	31,6	20,6
Schmelzpunkt der Asche . . .	C°	1500	>1500	>1500

Da keiner dieser Bestandteile so großen Fe_2O_3-Gehalt hat wie die endgültige Kohlenmischung, welche 13,44% enthält, ist es ersichtlich, daß derjenige Bestandteil, der hauptsächlich das Eisen enthält, der Schwefelkies, nicht mitgekommen ist. Aus den Analysen der verschiedenen Koksgrößen von der Kohle A scheint hervorzugehen, daß der Fe_2O_3-Gehalt den Schmelzpunkt der Asche bei den verschiedenen Stückgrößen bestimmt. Der Schwefelkies scheint sehr ungleichmäßig in der Kohle verteilt zu sein. Als Beispiel kann erwähnt werden, daß am Gaswerk einst in einer englischen Kohle ein Ball aus Schwefelkies gefunden wurde, welcher 1,2 kg wog.

Der Zusammenhang zwischen dem ursprünglich an Schwefelkies gebundenen Eisen und dem Schwefel und den verschiedenen Stückgrößen scheint betr. des Schwefels durch ältere Analysen über die Verteilung des Schwefels in dem Koks bestätigt zu werden. Siehe Tabelle 7.

Tabelle 7
Verteilung des Schwefels in verschiedenen Stückgrößen von Koks

Stückgröße mm	Schwefelgehalt im Koks von Kohle A, %	Schwefelgehalt im Koks von Kohle F, %
80	0,73	1,46
45—80	0,77	1,44
25—45	0,74	1,31
15—25	0,76	1,33
6—15	0,66	1,29
0—6	0,87	1,71

Aus der Tabelle geht hervor, daß der Schwefelgehalt bei den Größen 25 bis 45, 15 bis 25 und 6 bis 15 mm am niedrigsten und bei 0 bis 6 mm am höchsten ist, den Größen laut Tabelle 5, Koks aus Kohle A, entsprechend, wo der Eisengehalt in derselben Art wechselt.

Die Erklärung der verschiedenen Schmelzpunkte bei verschiedenen Koksgrößen derselben Kohle scheint also in der verschiedenen Verteilung von teilweise entröstetem Schwefelkies im Koks zu liegen

Als endgültige Kontrolle über die Richtigkeit der verwendeten Schmelzpunktmethode bei Anwendung auf praktische Verhaltnisse wurde im Probeheizraum des Stockholmer Gaswerkes eine Serie Probeheizungen laut der standardisierten Methode des Gaswerkes ausgeführt. Die Heizungen erfolgten in einem Strebel-Zentralheizkessel für Warmwasser mit 10 m² Heizflache. Die verwendete Koksgröße war 45 bis 80 mm. Drei Koksorten, von den Kohlen A und C und Mischungen von 50 % von jeder, wurden verwendet. Der Koks war in Horizontalkammeröfen von 465 mm Breite hergestellt. Der verwendete Koks wurde in bezug auf Aschengehalt und Schmelzpunkt der Asche analysiert. Bei der Beheizung wurden zwei Belastungen verwendet, namlich 14 000 kcal und 8000 kcal nützliche Wärme pro m² Heizfläche und Stunde, die erstere war Hochstbelastung bei naturlichem Zug, die letztere etwas mehr als Normalbelastung. Die Beheizungen wurden bei jeder Belastungsserie mit allen Kokssorten ganz gleich ausgeführt. Die Temperatur des Feuers wurde mit einem optischen Pyrometer gemessen. Beim Abschluß der Heizung wurden die Asche und die Schlacke je fur sich gewogen, und diejenige Schlacke, welche nicht durch den Rost gegangen war, wurde abgesondert. Die erhaltenen Resultate sind aus Tabelle 8 und den Abb. 1 und 2 ersichtlich

Tabelle 8

Schlackenbildung und Schmelzpunkt der Asche

Koks, hergestellt aus	Aschengehalt des Kokses, % bei trockener Probe	Schmelzpunkt der Asche, C°	Schlacke: Erhaltene Schlacke, Belastung 14000 kcal/m² Heizflache und Stunde, kg	% davon uber dem Rost	Belastung 8000 kcal/m² Heizflache und Stunde, kg	% davon uber dem Rost	Zur Schlacke verschmolzen in % der Asche + Schlacke: Belastung 14000 kcal pro m² Heizflache und Stunde	Belastung 8000 kcal pro m² Heizflache und Stunde	Maximale Temperatur des Feuers C°: Belastung 14000 kcal pro m² Heizflache und Stunde	Belastung 8000 kcal pro m² Heizflache und Stunde
100% Kohle A .	8,95	1350°	0,3	0	0,1	0	3,7	1,2	1480	1370
50% Kohle A + 50% Kohle E .	9,34	1205°	1,1	0	0,6	0	13,2	6,3	1520	1110
100% Kohle E .	8,71	1195°	2,4	42	1,2	33	31,2	11,1	1480	1420

Wie aus der Tabelle und den Diagrammen hervorgeht, stimmt der Schmelzpunkt der Asche, nach einer am Gaswerk verwendeten Methode berechnet, mit der Schlackenbildung bei Heizung in der Praxis sehr gut uberein. Auch wenn die maximale Feuertemperatur nur wenig uberschritten wird, wie bei Koks aus der Kohle A, bildet sich Schlacke, obgleich in sehr geringem Grad. Die von Koks sowohl aus Kohle A wie aus einer Mischung von 50 % A + 50 % C gebildete

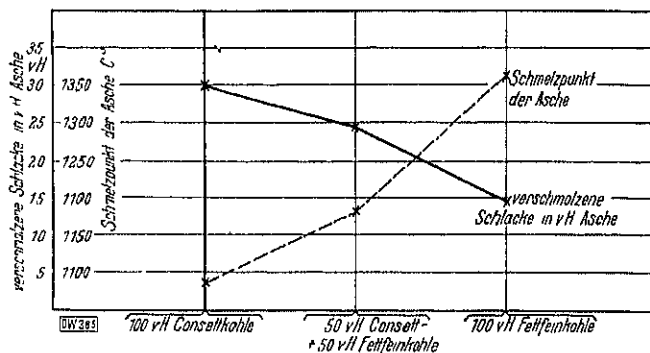



Abb. 1

Belastung 14 000 kcal/m²

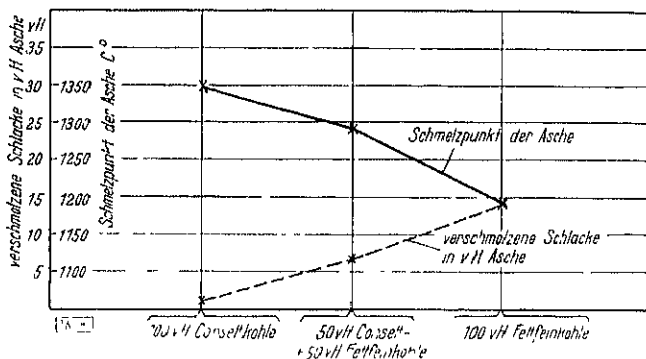



Abb. 2

Belastung 8000 kcal m²

Schlacke war solchen Charakters, daß sie durch den Rost in den Aschenraum fiel (Rostöffnung etwa 15 mm). Dahingegen haben sich aus Koks von der Kohle C zusammenhängende Kokskuchen gebildet, die auf dem Rost liegen geblieben sind. Die Untersuchung hat also gezeigt, teils daß Schlackenbildung stets entsteht, wenn die Feuertemperatur den Schmelzpunkt der Asche überschreitet, teils daß die Schlackenbildung in direktem Verhältnis zur Höhe des Schmelzpunktes steht.

Summary

In the present paper the clinker problem in general and the inconveniences caused by clinkering in fire-grates are discussed. The presumptions for formation of clinker, low melting-point of the ash, high fire-temperature by the combustion of the fuel and the conditions for the generation of the latter are fully stated. The composition of typical coal-ashes is further delt with and proposed theories regarding melting-point on basis of the composition of the ash are discussed. The impossibility of determining fairly exact the melting-point on account of the composition of the ash is pointed out. The methods used in Germany, England

nd U. S. A. of determining the melting-point are shortly referred to The method used at the Stockholm Gasworks of determining the melting-point is described, the same being closely in correspondence with the English and American methods.

Experiments at the Stockholm Gasworks to raise the melting-point of low melting ashes by adding various ingredients to the coke at the combustion are also referred to. From an economical point of view the experiments gave negative results. The influence of the percentage of iron on coal- and coke-ashes is emphasized. In conjunction therewith a report is given of researches made at the Stockholm Gasworks, showing that by preparation of samples of coal, coke and clinker the grinding in crushers made of iron or steel is likely to cause the ash being mixed up with iron to give a lower melting-point of the ash. In this connection it could be proved, that there was existing, however, a definite difference between the melting-point of corresponding coal- and coke-ashes inasmuch as coke-ashes always have lower melting-points than corresponding coal-ashes. Carefully experiments made at the Stockholm Gasworks with the view to explain these facts are also referred to. A definitive explanation, however, cannot be given, though it is evident, that the difference will depend on the reduction of coal-ash as well as on the sintering of the same at the distillation of the coals.

Further the article is dealing with the fact, arrived at the Stockholm Gasworks, that the characters of all kinds of coke are varying more or less in relation to the sizes of the coke. The variation in the melting-point of the ash is specially discussed, the same probably depending upon the unequal distribution of partly roasted pyrites in the various coke sizes. A report is finally given on the practical experiments by combustion in centralheating-boilers, which have been performed in order to control the value of the melting-point method. A very good correspondence between clinkering and melting-point of the ash as made by the method of the Stockholm Gasworks was stated by this research.

Great Britain

The Sale of Coal under Specification

British National Committee

R. A. Burrows and N. Simpkin

It is perhaps unnecessary to-day to deal with the general consideration as regards the selling of coal on a scientific basis.

The buyer has always bought the coal that he considered best suited to his purpose, but it is only in recent years that the works engineer and the works chemist have been called in by the buyer to advise him as to the efficiency of his plant and as to the most suitable coal to use.

Knowing that the buyer now sets up a standard in nearly every case, it is obviously to the advantage of the seller that the standard so established should be one to which he is a party.

Any sliding scale contract based on one or other of the existing methods of evaluation should contain provision for bonuses as well as penalties, so that improvement in quality may be rewarded, and deterioration penalised.

One of the writers remembers 25 years ago an attempt on the part of a Municipal Electricity Works to enter into a Contract with him on a calorific valuation basis. The negotiations fell through because the buyer steadfastly refused to include in the terms of the Contract any bonuses to balance the penalties that he proposed.

The argument might be advanced that the buyer is asking for a product constant in quality and therefore should not be asked to pay for better class material even if the colliery supplies it In this case, the colliery would have to adopt the plan of mixing low grade material with the purer product should it be found that the latter is above the standard.

The advantage to the consumer of a supply of fuel of constant quality is so obvious that it does not require further comment

It is decidedly to the interest of any seller who conducts his business on proper lines to come to agreement with the buyer on the form of these sliding scale contracts.

Up to a few years ago there was some point in the contention of certain old-fashioned colliery owners that the quieter they kept, the easier it was for them to get the buyer to accept coals which, to say the least of it, were not of the best quality. From the coalowners' point of view this is now all changed. Practically all buyers test their coal bought on contract. If by any chance the coal supplied is better than the sample on which

the buyer made his contract, nothing is said, but if it falls below the standard which has been set up by the buyer (without any reference to the seller), there is trouble.

The progress of scientific buying has been accelerated in recent years by the growth of large combines and corporations, which by reason of their size have found it worth while to establish a buying department, with a technical staff. These technical experts, acting on behalf of their Company, have evolved a system of testing and evaluating all the coal received, and have formed for themselves standards by which all supplies are graded, depending upon the purpose for which the coal is required.

All large consumers, such as gas works, power stations, and large industrial consumers, test the coal as received in order that the standards on which they buy may be maintained.

Moreover, their coal consumption is of such magnitude and their requirements of such a nature that if one colliery will not supply them with the standard and purity of coal they require, they will go elsewhere. This process is tending to eliminate the coal factor or middle man who usually has very little technical knowledge of the coal he buys and sells.

As has been said, the buyer is very much in advance of the producer in this respect, and although many of the more up-to-date collieries have carried out for years the regular testing of their products, there has been no general practical relation between the collieries' test and the consumers' test.

The amalgamation of colliery companies and the formation of large combines has resulted in more technical supervision of the commercial grades of coal marketed than has previously been the case and has enabled standards of quality to be maintained more easily. It is also tending to decrease the great variety and differences in size of material.

Generally speaking, however, in the past the producer or merchant has sold his coal from day to day at a fixed price without any knowledge of the variation in quality. On the other hand the consumer has been quick to appreciate any variation, and if this has been a deterioration, he has not been slow in advising the seller.

This has led to a great deal of irritation and annoyance to both the buyer and the seller, the seller never receiving credit for supplying a superior quality and having no means of checking the figures of the buyer on which his claim for an allowance was made.

The argument is sometimes advanced that coal, being so variable in quality, cannot be maintained at any fixed standard and therefore should be sold at a uniform price. This, however, is actually an argument in favour of a specification with a sliding scale of bonus and penalty, since only by such means does the price paid bear a true relationship to the value of the material supplied.

In the following table a comparison is made of the variations which may occur from week to week on the quality of colliery products. It will be observed that the ash content of the dry slack is subject to wide variation, where as the washed, sized grade has a very much more regular

ash content. The results represent the ash content of a sample taken over the whole week.

Week	Dry Slack Ash %	Washed Grade Ash %	Week	Dry Slack Ash %	Washed Grade Ash %
1	13,5	5,10	14	12,4	4,35
2	15,0	4,50	15	13,1	4,70
3	16,2	4,85	16	10,6	4,20
4	16,0	4,90	17	11,2	4,60
5	15,8	5,25	18	11,3	5,00
6	14,2	4,90	19	16,4	4,60
7	—	—	20	18,1	4,80
8	16,4	4,55	21	10,9	4,35
9	11,2	4,70	22	14,8	4,55
10	11,2	4,80	23	11,7	4,00
11	14,5	4,50	24	12,2	4,45
12	14,7	4,60	25	10,6	4,35
13	11,8	4,50			

It is, of course, very difficult to maintain a regular quality in an unwashed fuel, especially small coal such as slack. Here the quality is to some extent outside the control of the producer, although much can be done by discouraging the loading of dirt with the coal, but it is obviously unfair to expect the buyer to pay the same price for a deteriorated article, even though the deterioration has occurred owing to natural causes. The ultimate remedy is, of course, to pass the coal through some type of purifying process in order to eliminate the dirt and produce a more uniform grade.

If it is decided to purchase according to a specification, the onus of drawing up the specification obviously falls in the first place upon the consumer, since he requires a coal of certain qualities to suit his particular purposes Hence he must first have in view what might be termed a differentiating specification covering all the points which are necessary in order to exclude or include coals of any type. The terms of such a specification would, of necessity, have to be somewhat comprehensive and it is not suggested that a specification of this type should form the basis of a contract, but should merely serve as a guide to the coal factor or producer to indicate the general type of material required.

When, as a result of experience following tests upon certain coals, the consumer decides upon one particular type, a specification to form the basis of a contract between buyer and seller can be drawn up Such a specification may differ considerably from that mentioned above and need not as a rule be so comprehensive. It must, however, include all the necessary items in order to avoid misunderstanding Further reference, however, will be made to this point.

It has been suggested that coals should not be bought on a specification but on their actual performance under conditions for which they are to be used e. g. a steam raising and boiler efficiency test should be performed for a coal for steam raising purposes and the price of generating a fixed quantity of steam under standard conditions determined, using different

coals. It must be pointed out that the two proposals are not alternatives. A buyer would not contract, at least on a large scale, on an analysis alone, but on previous experience and on the result of practical tests on his plant. Having selected one or more coals from such tests, the specifications are drawn up and the basic standard of guarantee of the fuel fixed, preferably from the results obtained from a series of previous analyses. In this way an attempt is made to ensure the supply of a fairly standard product, by a mutual understanding between the contracting parties.

In Great Britain there has been and still is a general disinclination on the part of both buyer and seller to draw up a specification to form the basis of a contract. The reasons for this are many.

1. The system has been regarded as an unnecessary innovation tending to involve the parties concerned in a greatly increased expense owing to the work entailed in sampling and analysis.

2. The somewhat conservative attitude of both buyer and seller to the whole idea of buying and selling coal on a scientific basis.

3. It appeared that the method put unnecessary restrictions on the contracting parties.

4. The advent of the chemist in the coal industry, particularly on the productive side, has been a comparatively recent event and was regarded by some colliery owners as unnecessary. Fortunately this attitude towards the problem is gradually being overcome. In the past there was a tendency for only those colliery owners who possessed by-product coke ovens to employ a chemist on the productive side as well as on the coke oven plant, since the advantage of control of the coal going to the coke ovens was fully realised by the coke oven manager.

5. The whole system seemed so liable to abuse and to incorrect results being obtained that neither buyer nor seller regarded the matter favourably.

6. The old system of buying on a relatively fixed price arranged between buyer and seller had stood the test of years, and whilst not without disadvantages, it operated reasonably well.

7. The setting up of the necessary arrangements for sampling and analysis, coupled with the testing of the system itself as a contract basis, seemed to entail work out of all proportion to possible results or benefits which would be obtained. Moreover, in the first place, the matter could only be regarded as an experiment and as such would receive chiefly destructive and not constructive criticisms.

8. The discovery of a flaw in the initial stages of the operation of a contract based upon specification would tend to cause the parties concerned to revert to the old method as being simpler and better understood.

9. By the old system the buyer stood to benefit by improvements in the quality of the fuel, and would immediately complain if a deterioration took place. Hence he was not anxious for the supplier to benefit financially by such improvements.

10. The general high quality and low ash content of British coals did not necessitate any specification as to quality in the terms of a contract.

11. Another reason why the old system of selling is strongly rooted in Great Britain is that the buyer often used to obtain all his supplies from a limited number of collieries and from individuals whom he probably knew quite well.

It is impossible to brand or label coal, and therefore collieries anxious to maintain a high quality in their products are always at the mercy of intermediaries who may substitute inferior fuels, or mix lower grade fuel with the better. Hence they should welcome the assistance of the buyer in instituting periodical tests, which tend to check abuses. By performing such tests at the colliery, the producer has immediately an answer to any complaints made and so protects himself from unscrupulous intermediaries or from frivolous complaints.

Unless careful records are kept of the analysis of the coal sold by a colliery, it renders the investigation of complaints very difficult and unsatisfactory, alike to the colliery proprietors, the salesman and the buyer from whom the complaint had arisen.

The expense of sampling and testing consignments of coal is infinitesimal as compared with the value of the commodity and the cost of carrying out such work should not deter anyone from instituting regular tests.

It does not appear impossible to the authors that at some future date all coal will be sold to a specification, and inspectors will be appointed to test all deliveries on behalf of the buyers and seller jointly

It should be remembered, however, that the quality of a coal can never be expected to be maintained rigidly to a standard like manufactured products, and therefore a sliding scale of prices or a suitable alternative must be a necessary concomitant of selling under specification Especially in the case of dry slack, as has been said, it is beyond the control of the colliery manager to produce such fuel constant in quality, and the same applies in a less degree to a washed fuel.

The whole of the system of buying and selling coal to specification depends upon the results obtained from analysing the coal In the first place, it necessitates suitable provision being made for sampling the coal both by the supplier and the consumer, followed by the analysis of the samples obtained For satisfactory agreement between the contracting parties, the question of sampling and analysis should be thoroughly discussed before the contract is drawn up.

Reference may be made here to the vicious practice of the payment of "burning money" which in the past was made to prevent unreasonable complaints, or what was worse, to prevent reasonable complaints being made by the stokers to their employers. It is necessary that if payments which come in the first category (which may be called blackmail) are to be avoided, the sampling should preferably be done by some independent person, and according to a standard method. One of the authors has had, as a result of being absolutely set against payment of "burning

money", considerable trouble at certain times with buyers, who were sometimes too lazy to investigate properly the complaints made by their stokers.

An ideal system of sampling was referred to in the Report of the Royal Commission on the Coal Industry (1925) Vol. 1, p. 95: "If it were possible to establish a public authority which should perform the duty of sampling, to be followed by the analysis of cargoes of coal at the ports (a suitable plant for the purpose being provided at each port), and if that authority were approved by foreign buyers, and its operations conducted by methods internationally agreed, considerable advantages would ensue. Many disputes would be avoided. The double sampling and analysis which is now frequent, first on behalf of the seller in this country and then of the buyer abroad, would be eliminated." It is at the moment very difficult to see how such a system could be designed to apply to the home trade since naturally the head of the stores department of any large concern would wish to rely on his own figures.

It is not within the scope of this paper to enter into details of the best methods of sampling but it is desirable at this point to lay particular stress upon the need for the sampling arrangements to be such that the sample obtained will represent what it is intended to represent. Without this, the subsequent analysis is practically valueless whilst the calculation of penalty or bonus will be totally erroneous.

It would appear that the difficulties of obtaining a representative sample are not generally realised and samples are frequently taken purporting to represent a certain consignment whilst actually they do not. Again, the duty of obtaining samples is not infrequently placed in the hands of an operator who does not fully appreciate and understand what he has to do and however conscientious he may be, he fails in his work through lack of instruction. It is suggested therefore, that if the actual method of sampling is not included in the terms of the contract, there should be a definite understanding between the contracting parties as to the method to be adopted.

Following upon the sampling, and assuming that a representative sample has been obtained, the methods employed for analysis should also be agreed upon. Here again it may be considered advisable to state definitely in the terms of the contract the method to be used for performing certain of the tests. Without this, and in view of the fact that no definite standard methods are recognised and adopted by all concerned, disagreement in the analytical results may readily arise due to the use of different methods. It is only necessary to cite the determination of the calorific value or of the volatile matter. In Great Britain, these tests are in certain cases being performed by chemists with apparatus which does not receive general acceptance or which is known to give results which only approximate roughly to the true values.

Contracts based upon a specification may thus lead to subsequent disagreement if provision is not previously made for the method to be adopted for taking and analysing the samples which are to form the regulating factor in the price of the coal.

Reference has already been made to the difference between a general specification and a specification designed to cover deliveries of coal under the terms of a definite contract. Before passing to what might be termed an ideal specification it will be advisable to review the types of specification which have been used for the selling of coal and to criticise the points which were intended to protect both buyer and seller.

Unfortunately there has arisen in Great Britain a somewhat misleading expression, namely, the selling of coal on a calorific value basis, which completely ignores any other qualities which it is desirable the coal should possess, and tends to imply, particularly to the uninitiated, that calorific value is the only item to be included in a specification. Very brief consideration will show that a contract drawn up with a specification embracing calorific value only is of little real value and moreover, is open to so many objections that it should be avoided. It might, however, be regarded as the first step in the change from the sale of coal on a fixed price basis to sale under specification. Obviously the next step is to make the specification more comprehensive and definite, including moisture and ash figures in addition to calorific value. For one coal of certain size, the calorific value varies approximately inversely as the proportion of moisture and ash but other factors affecting the combustion of the coal also requires consideration. An increase in the ash content necessitates the removal from the grate of an increased amount of residue whilst, in addition, there arises the possibility of the combustion being less efficient

As a typical example of such a contract the method in use by the Fine Cotton Spinners' and Doublers' Association Limited may be instanced. This Association, which has an authorised capital of £ 10000000, comprises forty-six associated firms, embracing nearly 100 mills The quantity of coal bought under specification is approximately 250000 tons (of 2,240 lbs) per annum, and the authors are indebted to Mr. *A. H Tissington* for particulars of the type of contract used, which was drawn up with the co-operation of one of the authors.

A few extracts from the terms of the contract are appended below

Specimen copy of contract

Between

and

Branch·

We have this day sold to you

1 *Quantity*. . tons for consumption at (y)our
 . . . dry slack.
2. *Period of contract.* From
3. *Rate of delivery* In regular quantities, approximating . . tons each week.
4. *Mode of delivery.* Free in Seller's Carts
5. *Quality.* Name of Colliery: Definition of seam or coal: Washed or dry:

6. *Price.* 18/6 (eighteen shillings and sixpence) per ton. Delivered at Works. Subject to modification by the following Clauses.
7. *Weight.* Over Weighbridge at Buyer's Works, where delivery is made.
8. *Payment.* Nett, Cash on the last Wednesday of the month following month of delivery.
9. *Price determination.* If the actual heat value of the fuel delivered after taking into account the tolerance allowed under Clause 11, is different from that formulated in the guarantee, the price per ton will be altered in direct proportion to the heating value, plus or minus the bonus or penalty for Moisture as formulated in Clause 13.
10. *Guarantee.* The fuel contracted for shall approximate to the following standard:
    A calorific value of 13000 B.Th.Us. per lb. of dry coal.
    Ash 10%. Moisture 5%.
11. *Calorific value.* The variation allowed before the Price Determination Clause begins to operate shall be (plus or minus) 150 B Th Us. Should the heat value of the coal delivered fall below that stated in the Guarantee by more than 1500 B.Th.Us. for a period of two months, the buyer shall have the option (right) to cancel all further deliveries. The bonus and penalty Clause shall operate as follows:

13451/13510	Bonus	6d	per	ton
13391/13450	,,	5d	,,	,,
13331/13390	,,	4d	,,	,,
13271/13330	,,	3d	,,	,,
13211/13270	,,	2d	,,	,,
13151/13210	,,	1d	,,	,,
12851/13150	No Bonus or Penalty			
12791/12850	Penalty	1d	per	ton
12731/12790	,,	2d	,,	,,
12671/12730	,,	3d	,,	,,
12611/12670	,,	4d	,,	,,
12551/12610	,,	5d	,,	,,
12491/12550	,,	6d	,,	,,

12. *Ash.* If the percentage of Ash in the deliveries exceeds 15% for a period of two months the Buyer shall have the right to cancel all further deliveries.
13. *Moisture.* The Moisture content shall not exceed 5% and if not in accordance with the guarantee the following Bonus or Penalty shall operate. The variation allowed before the Moisture Penalty or Bonus shall operate is 1% plus or minus.

2.51%/3 00%	Bonus	6d	per	ton.
3.01%/3.50%	,,	4d	,,	,,
3.51%/4.00%	,,	2d	,,	,,
4.01%/6.00%	No Bonus or Penalty			

6.01%/6.50%	Penalty	2d	per	ton.
6.51%/7.00%	,,	4d	,,	,,
7.01%/7.50%	,,	6d	,,	,,

If the percentage of Moisture in the deliveries exceeds 7,5% for a period of two months, the Buyers shall have the right to cancel all further deliveries.

14. *Sampling.* As deliveries are being made to the Mill, the foreman or responsible hand should take a spadeful of coal from each load after the cart has been tipped. These samples should be placed in an air-tight box, and at the end of the week the fuel collected should be emptied on to a smooth-flagged or iron-plated floor, previously swept clean. Here it should be well mixed, all lumps having been broken up with a pounder, then spread out to a thickness of 1 to $1^1/_2$ inches. Lines should then be drawn with the edge of the spade so as to bisect each other at the centre. In sampling coal, any "bass, clay, dirt or stone" which may be observed is not to be thrown out, but must be broken up and mixed with the rest, as the presence or absence of those "dirts", of course, determines the Calorific Value of the coal to a large extent. From the resultant four divisions two are now discarded from opposite corners, and the remainder again well mixed, all lumps to be now reduced as fine as possible. Quartering is done as before, and the original heap will be reduced to a few spadefuls, which should contain no pieces of coal larger than an ordinary horse bean. From this an air-tight tin or carton (holding from 2 to 3 lbs) should be filled and sent at the end of each week to the laboratory of the Buyers or their Nominees. At the end of each month the weekly samples will be well mixed and analysed at the Laboratory of the Buyers or their Nominees. For the purpose of this particular Contract

The samples shall be sent by the Buyer's Chemist or their Nominees to the Seller's Chemist at the end of each month, should the Sellers so desire. Buyer's Chemist or their Nominees will seal a portion of the sample each month and retain it for reference in case of dispute In the absence of any special application for these samples from the Seller, it is understood that the Seller is satisfied with the Buyer's analysis. In the event of any dispute it is understood that the matter shall be referred to the Testing House of the Manchester Chamber of Commerce, who will make the test, and their decision shall be final and binding to both parties. Any corrections in the shape of bonus or penalty shall be corrected in each month's account.

15. *Method of testing.* The moisture shall be estimated in the usual way by drying at 200° F. for one hour The same means of drying shall be adopted for the portion of coal used to determine the Calorific Value. The Calorimeter used shall be of a type mutually agreed upon by the Buyer and the Seller, and in the

case of this Contract it is agreed that the Roland-Wild Calorimeter shall be used. In the case of a dispute by either party the determining test shall be made in a bomb Calorimeter by the Testing House of the Manchester Chamber of Commerce referred to above.

It must be understood that the coal bought is used entirely for steam raising. It is not proposed at this point to offer any criticism of the above type of contract as various considerations upon the clauses to be included in a contract will be referred to later. It will be sufficient therefore to state that contracts on the above lines were commenced in 1923 and have been so successful that at present almost the whole of the coal purchased by the Fine Cotton Spinners' and Doublers' Association Limited is bought on these lines. It is obvious that when the coal is to be used for other purposes it may be necessary to include other terms in the contract such as the maximum permissible figure for sulphur, phosphorus, salts etc., the melting point of the ash and the percentage of volatile matter; in fact one can conceive cases where some of these latter figures are of much greater importance than say the calorifice value of the coal.

The authors are not aware of any contracts based on a specification with a sliding scale of bonus and penalty, operating in Great Britain for the purchase of coal for gas manufacture, coke making or industrial purposes other than steam raising. It must not, however, be inferred that gas and coke companies do not test their coal. As pointed out in another part of the paper, the tendency has been for the buyer to purchase to his own specification at a fixed price, giving no credit for improvement in quality but complaining if the quality falls

The points mentioned above introduce the problem of what is an ideal specification and what terms should be included. It must be stated at the outset that the answers to these questions depend principally upon the use to which the coal is to be put. Other points which also influence the terms are (1.) whether the specification is of a general nature, inviting tenders, or whether it is to refer entirely to a contract between two parties for the supply of a particular fuel and (2.) the knowledge which the buyer has of a particular fuel which experience has proved to be suitable for his purposes.

Particular care should be taken to guard against the drawing up of what might be termed an under-specified contract or, on the other hand, a specification containing too many terms referring to the quality or property of the fuel Only such terms should be included as are deemed necessary since otherwise the specification may be rendered too complicated. It is, of course, the duty of the buyer to make certain that his requirements are fully covered by the specification. At present, the amount of coal bought and sold in Great Britain under specification is comparatively small, but there is a general tendency for this method to increase and the time may not be far distant when most large contracts will operate in this manner. Reference, therefore, to the terms of a specification and a few considerations thereon may not be out of place.

For obvious reasons, no reference will be made to such contract terms as rate of delivery, period of contract, payment and certain conditions governing the sale etc. It will, however, be necessary to refer to the modern trend of the coal industry towards centralisation and alteration in methods of purification in relationship to the terms of a specification.

It is necessary in the first place to define the coal to be supplied and its size. This may be done by including (a.) name of seam or coal, (b.) the colliery, (c.) the size of coal, and (d.) whether washed or dry. On first consideration this may appear to cover the general definition of the fuel, but in some cases it may be open to very serious criticism and without full consideration and discussion, preferably between the buyer and the seller, such a definition should not be agreed upon.

a. It is well known that the nature and quality of seams vary from place to place, sometimes even in the same pit. This variation may be slight or considerable, and the quality of the coal actually brought out of the pit is also influenced by the method of working, the presence of dirt bands in the coal and the nature of the roof and floor. It is customary at some pits to mix the coal from two or more seams in order to avoid duplication of screening and cleaning plant or delay in handling the products from one seam. In this case, the mixture may be given a name which implies the presence of only one seam and may mislead the buyer. It must not be assumed that the authors decry the practice of blending seams. On the contrary it frequently leads to the production of a product more suited to the purpose for which it is intended. As an example, the mixing of a certain percentage of one coal with another may result in an improvement in, say, steam raising qualities or fusibility of ash. The one objection to such a scheme is the haphazard mixing of two or more seams in proportions which vary considerably from day to day. This may lead to wide variation in quality — a result to be avoided. The problem is one for the management of the colliery to solve, for the salesman, without knowledge of the variations to be expected, might find himself involved in a very awkward position when arranging a contract to a specification. From the buyer's point of view, the sale of the coal under specification serves as a protection against fluctuations in quality.

b. Designation of the colliery may or may not be necessary or advisable. As pointed out above, some seams vary from place to place and hence the buyer may or may not be protecting himself. In the case of large firms working the same seam at different places, they should be aware of any differences at the various pits. The practice is also arising of concentrating output of two or more pits at one central purifying and screening plant, so that only one series of grades is marketed from a group of pits instead of a separate series from each individual pit.

c. Reference is made elsewhere to the desirability of standardising sizes and nomenclature. It will suffice, therefore, to point out that the name given to the size contracted for should leave no ambiguity as to what is meant. It may be stated here that two "$1\frac{1}{2}$ inch" slacks (by which is meant material passing through a screen with holes of that size) will probably differ very considerably from each other with respect

amount of various sizes e. g. $1^1/_2$ to $^3/_4$, $^3/_4$ to $^1/_2$, $^1/_2$ to $^1/_4$, $^1/_4$ $^1/_{16}$ to 0 inch present, irrespective of the fact that the shape ... $1^1/_2$ inch hole may be different.

i. With the advent of dry cleaning plant for coal, the use of the terms "washed" or "dry" as designating respectively a cleaned coal and an uncleaned, run of mine, screened (possibly picked) coal, may be ambiguous. A "dry" coal may consequently be purer than a washed coal and have the additional advantage of a much lower moisture content.

The subsequent details of the specification will be governed largely by the use for which the coal is intended, e. g for steam raising purposes, moisture, ash and calorific value are of primary importance whilst other points such as fusibility of ash, coking qualities, sulphur content and volatile matter are points which, though of probably less importance generally, cannot be neglected. Their inclusion, however, in the specification would tend to make it very lengthy and it would be wise to consider each contract separately. If, for example, the coal is required for pulverised fuel burners, the fusibility of the ash may be, within limits, of greater importance than the actual amount present, and under such circumstances the inclusion of a clause bearing upon fusibility of ash may be deemed necessary. Under other conditions, a limiting figure might be necessary for the percentage of sulphur present. An undue number of clauses, however, should be avoided as tending to make complications. It might be argued against the inclusion of these and other clauses that the buyer would not purchase a coal which possessed, from his point of view, undesirable qualities. This is quite true, but it is against such qualities that he must protect himself. Again, a buyer should not contract for a coal according to specification without some previous knowledge of the general properties of that coal unless the contract is for a small amount only and the coal is to serve merely as a trial.

For steam raising purposes the calorific value coupled with a reference to ash or moisture contents is usually the clause upon which the bonus and penalty is arranged on the lines detailed elsewhere in this paper. Such a sliding scale operating on the variation of, say, four items would be very difficult to arrange and it would be found advisable to fix maximum or minimum values for certain properties of the coal In the case of coal required for other industrial purpose e. g. coke or gas manufacture, certain metallurgical processes, the ceramic industry etc., it would be necessary to arrange the sliding scale of bonus and penalty with regard to some property other than calorific value, since the possession of, say, a low sulphur content coupled with certain other qualities might be the factors governing the value of the fuel. It is not the intention of the authors to draw up specifications for various purposes but rather to point out the determining items to be included, and to stress (a.) the desirability for simplicity without omitting any necessary points and (b.) the difficulty of arranging a sliding scale of bonus and penalty on the variation of several properties of the fuel.

For the satisfactory operation of a contract based on a specification, the good faith of both buyer and seller is required. This might be put

forward as an argument against such a contract, but slight consideration will show that any contract without that good faith is equally unsatisfactory. There are as many, if not more, possible means of abuse in the ordinary form of contract as in the contract arranged to a specification. The question of bonus or penalty is dependent essentially upon sampling with, of course, subsequent analysis. Hence if the sampling is wilfully done so as to be incorrect or if the sample is adulterated, a corresponding benefit is obtained by either the buyer or the seller. This is, of course, possible but the other party to the contract knows or should know, the quality of the fuel from his own tests and such underhand work would soon be detected. Such a thing is possible particularly where the seller is depending solely on sampling and testing performed by the buyer, but in any case any continued need for payment of either penalty or bonus should be investigated by both parties. Two instances may be cited as deliberate attempts to give false samples. On one occasion, the representative of one of the authors, saw, unknown to the sampler, a heap of coal being carefully coned and quartered in the usual manner, but at one stage of the proceedings, a shovelful of ashes was thrown on in order to lower the value of the fuel as shown by subsequent analysis. In another instance, a boatman was observed bailing water out of a canal into a boat in order that a complaint of undue moisture might be preferred. Similar cases could arise whether the contract was to specification or not.

Another possibility is the attempt of the seller to send better material than actually contracted for in order to raise the amount of bonus received. This again would defeat its own purpose because the matter would lead to investigation and possibly cessation of the contract or refusal to renew it

The buying and selling of any material according to a specification involves of necessity the use of specific terms relating to size, properties, qualities or other particulars relating to the commodity in question. Certain commodities may be gauged by either the size, the possession of certain peculiarities, or conformation to definite tests, chemical or physical. Being of such a variable nature (in fact it might almost be said that no two coals are alike though they may appear similar) coal has, until comparatively recently, always been regarded as being in a class on its own. Various attempts have been made to divide coals as a whole into different groups depending upon certain qualities or properties. Such classification has in certain cases been carried out from a chemical aspect alone with the result that the various divisions and sub-divisions made have been of use to the coal chemist, but have been disregarded for obvious reasons by the commercial world. The work now being undertaken by the American Society for Testing Materials must be regarded therefore as of extreme importance alike both to the commercial man and to the scientist since it tends to bring about not only a better understanding, but should serve as a useful basis of nomenclature for all concerned.

Since the ideal specification should include a description of the material, a clause as to size, and reference to tests to which the coal

should conform, it is obvious that it is to the advantage of buyer and seller to employ throughout standardised terms.

In Great Britain, a vast number of descriptive terms are in use for various commercial grades. The diversity and number of such terms have arisen partly through long usage, coupled with the somewhat isolated nature not only of the separate coalfields, but of the collieries in each field. As a result the buyer is confused by the names, proprietary and otherwise, and descriptions of the various grades of coal offered for sale. Further confusion is also introduced by the entire lack of standardisation of sizes. The use of a great number of different types of screening plant has resulted in a multiplicity of sizes, many of which could be abandoned. It is not suggested that there should be a wholesale replacement of existing plant, but rather a correlation of sizes and an attempt to limit their number. As new plant is gradually installed, the problem could to some extent be simplified if a serious effort were made. The question of standardisation of size is of importance chiefly to the big consumer, but the results would be of general benefit. Take as one instance the use of the term "two inch nuts". There is at present nothing to suggest the shape of the hole in the screen through which the coal passes, i. e. square, rectangular or round, or even whether the material is limited by a maximum or minimum size. In other words, if say five different collieries were asked to supply "two inch nuts" they would probably supply five different sizes. Before changing over to a standardisation of sizes, the question should be asked whether anything would be lost by abandoning the old system. Provided the number of standardised sizes were sufficient for the needs of the industry and the descriptions of such sizes were carefully defined, the new system would be preferable to the old one. Progress has been made along these lines in some of the coalfields of Great Britain, particularly in the North Staffordshire area. In some of the American Coalfields work of a similar nature is being carried out. Before adopting either standard sizes or standardising the screening plant, the fact must be considered that different coals vary in fragility, and the percentages of various sizes yielded by a number of coals on being broken up, either as a result of mining operations or by subsequent treatment, may differ very considerably.

The question of standardising methods of analysis of coal is a problem which has engaged the attention of fuel technologists in many countries. In Great Britain, the Fuel Research Division of the Department of Scientific and Industrial Research has performed the pioneering work and issued standard methods of analysis. Obviously the general recognition and adoption of such or similar standards would be of vast importance alike to the contracting parties arranging a specification and to the chemists who are responible for the analytical work connected with it. It may be argued that chemical tests are expensive and intricate and that some very much simpler methods than those recommended should be employed. This is perhaps true, to some extent, but in many cases the so-called simple tests are actually no simpler than other tests,

which have the advantage of giving far more reliable results and using methods which are generally recognised.

It is very necessary therefore that national and even inter-national methods for sampling and analysis should be agreed upon. In this connection the work being carried out by the British Engineering Standards Association can be regarded as a step in the right direction and the hope is expressed that it may lead to the general adoption of standard methods.

The value of a salesman to his employers is measured by his capability to book orders — not single orders but repeat orders. Conversely the value of a buyer depends upon his capability for purchasing goods so as to obtain consistently the best value in return for the price paid. The introduction of specifications as applied to coal, together with the accompanying chemical analyses, has resulted in a new terminology as far as the purely commercial man is concerned. Both buyer and salesman, therefore, must receive a certain amount of scientific instruction in order to appreciate the significance of the new method of arranging contracts. Obviously a buyer who wishes to arrange contracts according to specification will pay more attention to the salesman who can present details of analysis and furthermore can appreciate their meaning, than to the salesman lacking such information or knowledge. A salesman should be in a position to produce analyses of the various grades of coal he has to sell, and should be able, from the requirements of different industries, to recommend certain of his grades for particular purposes. Hence he should have a knowledge of the various industries which consume coal and the reasons why coal for a particular purpose should be possessed of certain properties. A knowledge of the possible variations in the quality of any particular grade would be invaluable, but this point does not seem to be realised by the coal industry. It is suggested that maintenance of a standard quality in each grade is of paramount importance. What is required, therefore, is a better understanding between the man at the pit responsible for producing the various grades of coal and the salesman who has to dispose of them. The latter is entirely dependent on the former for the maintenance of quality, and any complaint from a customer in this respect should be promptly and fully investigated at the colliery. One point must be specially emphasised. It is useless for a salesman to be supplied with figures purporting to represent the various grades he has to sell but which are actually nothing more than the analyses of picked samples, the quality of which cannot be maintained. It is far better to have no figures at all.

With the facilities now available at technical institutions, the publication of books, scientific periodicals and so forth, both buyer and salesman have ample opportunity of acquiring the necessary technical knowledge.

In conclusion, it may be said that contracts based on specifications tend to result in the maintenance of a higher standard of purity in the coal, and also tend towards a better understanding between the supplier and his customers. A modern colliery firm, recognising the trend of

economic developments, aims at a high standard of quality in its products in common with other industrial concerns, since it is only by such means that satisfactory progress and trade can be maintained.

Zusammenfassung

Der Aufsatz skizziert die allgemeinen Richtlinien, die beim Verkauf von Kohlen nach Liefervorschriften zu beachten sind und die unter dem Gesichtspunkt aufgestellt sind, einen befriedigenderen, dem tatsächlichen Wert der Kohle entsprechenden Preis zu gewährleisten. Man muß hier zwischen Kohlen im allgemeinen und Kohlen mit besonderen Eigenschaften für besondere Zwecke unterscheiden, daher werden auch die Liefervorschriften, die die Grundlage für einen Liefervertrag bilden, keine allgemeinen Liefervorschriften sein können.

Bis jetzt herrschte in England eine allgemeine Zurückhaltung sowohl auf Seiten der Käufer, als auch auf Seiten der Verkäufer, Lieferbedingungen als Preisbasis aufzustellen. Dies hatte verschiedene Gründe, wie z. B. das etwas konservative Verhalten von Käufer und Verkäufer gegenüber dem neuen System, die Schwierigkeiten und Kosten der Probenahme und der Untersuchung, sowie auch die Einführung von augenscheinlich unnötigen Klauseln in den Kaufvertrag, welche das System nur verwickelter machten.

Es wird dann darauf hingewiesen, daß der Kauf und Verkauf von Kohle nach Lieferbedingungen wünschenswert ist, da dieses Verfahren für die Beurteilung des Wertes der einzelnen Waren richtiger ist. Im Verhältnis zu dem tatsächlichen Wert und den großen Summen, welche in den einzelnen Geschäften angelegt werden, sind die Kosten für die Probenahme und die Untersuchung äußerst geringfügig und sollten niemand von der Annahme dieses Systems abhalten.

Besonderes Gewicht wird auf die Probenahme sowie die chemische Untersuchung gelegt, die so ausgeführt werden sollte, daß sowohl der Käufer als auch der Verkäufer mit den angewendeten Untersuchungsverfahren einverstanden sind, da sonst Meinungsverschiedenheiten über die erhaltenen Ergebnisse zu erwarten sind.

Es werden Einzelheiten von verschiedenen Arten von Lieferungsbedingungen angegeben, die bereits im Gebrauch waren, und es wird auf die wesentlichen Punkte hingewiesen, welche in den Lieferbedingungen berücksichtigt werden sollten. Verschiedene Umstände beeinflussen die Klauseln, die in die Lieferbedingungen aufgenommen werden müssen, und es wird darauf hingewiesen, daß der Inhalt dieser Klauseln sehr davon abhängt, für welchen Zweck die betreffende Kohle bestimmt ist.

Besonderer Wert sollte auf die Klarheit des Textes der Lieferbedingungen gelegt werden, während es andererseits ratsam ist, unnötige Klauseln zu vermeiden, da sie den Kaufvertrag nur verwickelter machen.

Es wird ferner darauf hingewiesen, daß zwar mit dem System Mißbrauch getrieben werden kann, daß es aber nicht wahrscheinlich ist, daß es größere Möglichkeiten zum Betrug bietet, als sie das alte System beim Kauf zu festem Preise bot.

Es wird ein Antrag eingebracht für eine Verständigung über nationale und selbst internationale Normungsverfahren für die Probenahme und die chemische Untersuchung und selbst über die Normung der Kohlengrößen.

In diesem Zusammenhang sollten die in den letzten Jahren von dem "Fuel Research Board" und in letzter Zeit von der "British Engineering Standards Association" ausgeführten Arbeiten erwähnt werden.

Zum Schluß muß die Notwendigkeit erwähnt werden, daß sowohl *Käufer als* Verkäufer einen gewissen Grad von wissenschaftlicher Ausbildung besitzen sollten, um sich selbst mit den Bedürfnissen der kohlenverbrauchenden Industrien vertrauter zu machen.

Great Britain

The Purchase and Sale of Coke to Specification

National Federation of Iron and Steel Manufacturers

E. C. Evans

A scheme of purchase and sale of coke to specification was in operation for some time in 1924 in the Midlands of Great Britain, comprising the iron producing areas of Lincolnshire, Nottinghamshire, South Yorkshire and Northamptonshire.

Conditions in this area are not favourable to the iron and steel producers with respect to coke supplies in that.

1. The coke produced within the area is not sufficient to meet the requirements of the iron and steel producers in the area, necessitating the importation of coke from other districts (Durham and South Wales)
2. The coke available is made in a number of coke oven batteries of comparatively small capacity (about 300 tons per day) with an average carbonising capacity per oven of about 5½ tons of coal per day.
3. These batteries are erected for the most part near to the collieries and only in a few cases are they erected near the blast furnaces. As much of the coke is naturally weak, a large proportion of breeze is produced during transit from the coke ovens to the blast furnaces.
4. The coals available for coking, vary considerably in quality so that the character of the coke as supplied to the furnaces is very variable.

Under these conditions the iron and steel producers naturally welcomed the suggestion of purchase of coke to specification and this was agreed to by the producers for an experimental period extending over several months.

The specification as adopted jointly by the coke producers and consumers, was on the following broad lines.

1. The price of coke purchased and sold was based on a standard coke containing not more than 19·99% of combined moisture and ash.
2. For every 1% of moisture and ash above the standard, the price of the coke was reduced by 4d. per ton. For every 1% combined

moisture and ash below 19·99%, the price was increased by 4 d. per ton down to 10·99% and by 5 d. per ton for each 1% reduction below this figure.

Samples of coke were taken by independent analysts during the period agreed both at the coke ovens and the blast furnaces.

The results of this trial are of interest as indicating the difficulties experienced and the disadvantages of an arbitrary scale of prices embracing ash and moisture content as the only variables.

One of the early difficulties experienced arose from the fact that the moisture content of the coke when sampled at the ovens, differed from that at the blast furnaces. Differences at the outset, were frequently very considerable, but as experience was gained — especially with respect to sampling — it was found that *on an average*, coke arriving at the blast furnaces contained about 3% more moisture than when it left the coke ovens.

Ash determinations, where, on the whole, in agreement.

The principal difficulty experienced by the iron producers, however, lay in the variation in physical quality in the various cokes on arrival at the blast furnaces. Whilst no laboratory method was in general use, for determining physical quality, the sizing tests of coke on arrival together with empirical qualitative methods as used by the blast furnace manager, were sufficient to indicate a very wide variation in the cokes purchased, and this was reflected in the results of blast furnace operation.

The basis of purchase made no allowance for this factor with the result that a coke of inferior physical quality, the use of which was accompanied by high fuel consumption in blast furnace operation, but having a lower moisture and ash content, sometimes fetched a higher price than excellent cokes physically, but of lower fixed carbon content.

Under the blast furnace conditions prevailing in this area, with a burden (other than coke) approaching 80 cwts. per ton of pig and a slag yield of nearly 30 cwts it has been found that the physical quality of coke plays a most important part in determining fuel consumption Further, at works located some distance from the mines, as much as 15% or more of the coke might consist of material below 1¼" size

It is felt therefore, that if a scheme of purchase and sale of coke to specification is to be useful both to the iron makers and to the coke producers, some provision must be made for evaluating the physical quality of coke

This question has been under consideration by Coke Research Committees in Sheffield, Newcastle and Glasgow, for some time.

Shatter Test for Determining Coke Quality

A number of methods of examining the physical quality of coke have been investigated but the method which appears to give results most in accordance with the values set upon cokes by blast furnace managers as the result of practical observation, is the shatter test

adopted by the American Society of Testing Materials. Opinions in the various areas are by no means unanimous as to the value of this test. In the Midlands, the cokes vary widely in their physical quality (the shatter indices of cokes arriving at one works may vary from 48/69 to 90/96) on the 2" and 1½" screens respectively, and in this area, blast furnace and coke oven managers are for the most part agreed that the shatter test though empirical is a fair basis of evaluating physical quality.

In the Durham area, however, where the cokes are as a rule of much higher physical quality, whilst the shatter indices do not vary so widely, doubts have been raised both by producers and users whether the shatter index is a true basis of valuation.

The subject is still under investigation and no definite pronouncement can be made. Possibly the reason for this divergence in opinion may be found in the suggestion that if the shatter index reaches a certain limit — which has yet to be determined — any further increase would not be accompanied by improvement in blast furnace practice, and might in fact be masked by other factors. At the same time, for weak cokes with shatter indices below this limit, it might be a valuable criterion of coke quality after allowing for other factors.

The best method of determining and expressing shatter index has been the subject of much study by the three Coke Research Committees, The test is an empirical one and if results are to be comparable, a standard method of testing must be adopted.

The following agreed procedure is recommended by the three Coke Research Committees

"*Standard Specification of the Shatter Test.* After full discussion it was resolved that the following specification of the Shatter Test should be recommended for adoption by the Midland, Northern and Scottish Coke Research Committees and for general use in Great Britain

1 *Apparatus. The Shatter Test Apparatus*[1] shall consist of a box 18 in in width, 28 in. in length and approximately 15 in in depth, supported above a rigidly mounted cast-iron or steel plate, not less than ½ in in thickness and not less than 38 in. in width and 48 in in length The inside of the bottom of the box when in its highest position shall be 6 ft above the plate The bottom of the box shall consist of two doors hinged lengthwise and latched so that they will swing open freely and not impede the fall of the coke Boards about 8 in. in height shall be placed around the plate so that no coke is lost To minimise the breakage of coke, which might otherwise occur while placing the sample in the box, the box shall be so suspended that it can be lowered to a convenient level for filling

[1] The essential dimensions of the Shatter Test Apparatus are those given by the American Society for Testing Materials in "Standard Method of Shatter Test for Coke", Serial Designation S 111 - 23 (A S T. M. Standards, 1927, Part II, Nonmetallic Materials, p 571).

2. *Screens.* For determining the breakage of the coke sample, square-mesh screens with the following openings shall be used: 2 in., 1½ in., 1 in. and ½ in. These screens should be machine stamped from mild steel plates with a limit of error of 1/32 in.

3. *Procedure.* Fifty pounds[2] of coke all over 2 in. shall be placed in the box of the shatter test apparatus, the coke levelled, the box raised and the coke dropped on to the plate. The box shall be lowered and all the coke shovelled into it indiscriminately but taking care to avoid breakage. The box shall then be raised and the coke again dropped. When the coke has thus been dropped four times in all, it shall be screened by hand in such a way that any piece which can pass through the screen in any position shall be counted as undersize, and the weights of coke of each grade shall be determined to the nearest ounce.

4. *Statement of Results.* At least three tests shall be made and the results stated as percentages (given to one decimal place) remaining on 2 in., 1½ in., 1 in., and ½ in., screens. The shatter indices reported shall be the average values of the percentages retained on the 2 in., and 1½ in., screens and shall be given to the nearest whole number only.

A single figure shall be understood to be the 2 in. index unless otherwise stated. In future, the 1½ in. figure shall invariably be given in addition to the 2 in. figure by stating the shatter indices in the form 74/86, where the figures are the 2 in., and 1½ in , indices respectively.

Where possible the statement of the shatter indices shall be accompanied by a brief description of the coke; for example, as "blocky coke", "prismatic coke", "narrow oven coke", "compressed-charge coke", "beehive coke".

5. *Tolerated Deviation.* If the average deviation of the individual results from their average exceeds 3.0 and 2.0 at the 2 in. and 1½ in. screens, respectively, the corresponding shatter indices shall be marked with an asterisk and if it is desired to base any conclusions or to take any action upon the result a further series of at least two tests shall, if possible, be made and the results thereof averaged with those of the original series."

Possibilities of utilising this method of testing for the evaluation of coke are now under consideration by Coke Makers and Ironmasters Associations connected with the Midland Coke Research Committee on a basis prepared by Mr. R. A. Mott, Technical Officer of the Committee.

Valuation of Coke on Chemical Properties

Consideration is also being given to the adoption of a more scientific basis of valuation of coke based on its chemical composition. Moisture,

[2] If for any reason the Shatter Test cannot be made with a true average sample of the original coke over 2 in., the grading of the coke taken for Shatter Test should preferably be such that the weight-ratio of the 4 in., 3 in., and 2 in., grades is that found in a preliminary size analysis of the original coke

ash and sulphur have to be taken into consideration in this respect. Moisture can probably be regarded as an inert material, the price variations due to moisture being determined simply in accordance with the alteration of fixed carbon resulting from a change in moisture content.

Ash

The effect of ash, however, is different. A one per cent increase of ash not only decreases the fixed carbon content of coke but also increases the slag forming constituents, necessitating additional quantity of fuel for melting these. The effect of ash has been investigated by a number of observers, but possibly the simplest expression of the effect of ash is that given by the Blast Furnace Committee of the Iron & Steel Institute in their recent report 2 as follows:

> "It is more generally accepted that in the case of all furnaces, excepting possibly those using particularly high yielding ores, an increase of 1 per cent of ash in round figures is equal to a 2 per cent decrease in coke value, due to the necessity of melting the ash which has replaced 1 per cent of carbon in the coke."

Sulphur. In the Midland area, where this subject is under consideration, the ores smelted are of a character which yield considerable quantities of slag — 24 to 30 cwts. — and under these conditions the effect of sulphur in coke is not so important as it is in districts where purer ores are being used, so that no attempt has yet been made to allow for sulphur content in coke valuation.

Sampling Lastly, the question of sampling coke is one that requires investigation. At the coke ovens, this is comparatively easy, but accurate sampling at the furnaces presents certain difficulties if results are to be obtained comparable with those obtained at the coking plants

It is evident that there are a number of technical problems yet to be overcome before a fair basis of valuation of coke, taking into consideration physical and chemical properties, can be evolved. The co-operation however, that has been effected through the various Coke Research Committees in Great Britain, between coke makers and users is already leading to results which are of service not only in attempting to evaluate coke on the basis of its properties but in securing a greater uniformity in the character of the coke made in the different districts and thus reducing the variables which have to be allowed for

Zusammenfassung

Kurze Darstellung einer Vereinbarung für den Ein- und Verkauf von Koks nach der Beschaffenheit, wie sie 1921 in Mittelengland versucht wurde. Der in Frage kommende Bezirk umfaßt die Eisen und Stahl erzeugenden Gebiete Lincolnshire, Nottinghamshire, South Yorkshire und Northamptonshire. Die in den Kokereien Mittelenglands verarbeiteten Kohlen weisen beträchtliche Unterschiede in ihrer Verkokungsfähigkeit auf, und da der Koks in verhältnismäßig kleinen Ofenbatterien gewonnen wird, ist das Erzeugnis sehr uneinheitlich.

Um nun in gewissem Umfang den Qualitätsunterschieden des verkauften Koks Rechnung zu tragen, trafen die Kokserzeuger einerseits und die Eisen- und Stahlerzeuger andererseits eine Vereinbarung für den Ein- und Verkauf von Koks, wonach der Wert des Koks nach dem gebundenen Kohlenstoffgehalt, gemessen durch den Feuchtigkeits- und Aschegehalt, ausgedrückt werden sollte. Als Einheitskoks wurde ein Koks mit nicht mehr als 19,99 % Feuchtigkeit und Asche festgesetzt, und der Preis erhöhte oder verminderte sich um je 4 Pence/t für jedes Prozent Feuchtigkeit und Asche unterhalb und oberhalb dieses Wertes. Unterhalb 11 % für Feuchtigkeit und Asche zusammen wurde ein Preisaufschlag von 5 Pence je Tonne für jedes Prozent weniger Asche und Feuchtigkeit bezahlt.

Bei der Entnahme von Proben in der Kokerei und am Hochofen ergaben sich jedoch Schwierigkeiten, indem man nicht zu übereinstimmenden Ergebnissen kam. Die Erfahrung zeigte, daß die Bestimmungen des Aschegehalts im allgemeinen übereinstimmten, daß dagegen die Feuchtigkeitsbestimmungen an der Verbrauchsstelle (am Hochofen) um einen fast konstanten Betrag höher waren. Die Hauptschwierigkeit der Einteilung aber ergab sich aus der Tatsache, daß sie den wechselnden physikalischen Eigenschaften des Koks in diesem Bezirk nicht Rechnung trug.

Von dem Midland Coke Research Committee wird die Frage nunmehr von neuem untersucht. Man hat versucht, einen Einheitswert zu schaffen, der den größeren Einfluß einer Aschegehaltsteigerung gegenüber einer Steigerung des Feuchtigkeitsgehalts berücksichtigt, und es ist der Vorschlag gemacht worden, daß 1 % Asche gleich 2 % gebundener Kohle gesetzt werden soll. Ebenso ist versucht worden, die Bewertungsgrundlage auf die physikalischen Eigenschaften auszudehnen. Als Maß für die physikalischen Eigenschaften des Koks wurde die Bruchprobe angenommen. Es werden Einzelheiten über eine Einheitsmethode zur Bestimmung der Bruchziffer angegeben, die gemeinsam von den Koksforschungsausschüssen in Sheffield, Newcastle und Glasgow ausgearbeitet wurden.

United States of America

Statistical Studies of Progress in Fuel Efficiency

Institute of Economics and U. S. Bureau of Mines

F. G. Tryon and H. O. Rogers

The Fuel Economy Movement

The year 1928 marked the hundredth anniversary of James Neilson's invention of the hot blast. Neilson's idea of heating the air before its entry into the tuyeres of the blast furnace effected a reduction in the quantity of fuel required to produce a ton of pig iron from 19,000 pounds to 6,000 pounds[2], and the general introduction of this process following 1829 was one of the most rapidly effected economies in the history of iron manufacture. But great as was the progress made by Neilson and his contemporaries, it is doubtful if at any time since 1829 has general improvement in fuel economy been more rapid than it has in the last twenty years. In the United States, at least, the period since 1909 has been marked by extraordinary advances in the average efficiency of fuel utilization In the production of electric power, in the generation of steam for industrial use, and in manufacturing processes involving the direct application of heat, great progress has been made The change is due not so much to epoch-making inventions like those of Neilson and Watt as to the cumulative effect of many small improvements.

For twenty years ago, with some notable exceptions, standards of fuel efficiency in the United States were low Sheer abundance of natural resources blunted the spur of necessity. Long after Europe, for example, had adopted the by-product coke oven, America continued the wasteful beehive oven, partly through inertia, but largely because the supply of cheap natural gas in the Pittsburgh steel district left no market for the coke-oven gas Under these conditions, interest in fuel technology did not take the form of an organized movement until about 1908 In that year, the first National Conservation Congress focused public attention on the existing waste of the resources Systematic fuel testing by the government had begun on a small scale in 1904 but was not adequately established until the creation of the Bureau of Mines in 1910 The rise of interest among consumers was indicated by the organi-

[1] Published by permission of the Director of the Institute of Economics and of the Director, U S Bureau of Mines (Not subject to copyright)

[2] Bone, W. A , Hadfield, Sir Robert, and Hutchinson, A Report on Fuel Economy and Consumptions in the Manufacture of Iron and Steel. Journal of the Iron and Steel Institute, No 11, 1919, p. 13.

zation of the International Railway Fuel Association in 1909. The movement thus started was, of course, enormously strengthened by the high prices of fuel associated with the World War and with the labor disturbances of 1919 to 1922. Between 1915 and 1920 the average price of steam coal at the mines increased 230 per cent and during the shortage of 1920 many consumers buying in the open market had to pay an increase of 1,000 per cent over the pre-war prices. Since then business conditions have continued to place a premium on fuel economy. While wage rates have remained high, commodity prices have gradually declined, and the price of industrial survival has been increased operating efficiency.

Problems of Measuring Average Efficiency

To measure the change in average efficiency it is necessary to have not merely heat balances for a few individual plants but statistical records of the total quantity of the fuel and energy in all forms consumed by large numbers of plants, and to analyze these records in relation to the amount of work done or the volume of the product. The statistical approach shows nothing of the economies due to a particular invention, but it is the best way of measuring the aggregate economy effected by all causes, and it throws a flood of light on the changing demand for coal, on the competition between fuel and hydro-power, and on the trend of energy costs. The data in this paper are drawn largely from studies of power as a factor of production made by the Institute of Economics of the Brookings Institution, to be published elsewhere by the Institute. The writers are deeply indebted to R. H. Kudlich, mechanical engineer, and J. F. Barkley, fuel engineer, of the Bureau of Mines for advice and criticism[3].

Electric Central Stations Lead Progress in Fuel Efficiency

The most remarkable advance in average fuel efficiency is that made by the electric public utility power plants[4]. Their experience is summarized in Fig. 1.

Previous studies by *Horton* of the United States Geological Survey have shown the average consumption per kilowatt hour generated since 1919. The curves of Fig. 1 carry the story back to 1902 and indicate that the progress made since the war is a continuation of a tendency manifested at the turn of the century[5].

[3] Unless otherwise specified the units of measurement employed in this paper are 1 ton equals 2,000 pounds, 1 barrel of petroleum and refined products equals 42 gallons of 231 cubic inches, 1 barrel of cement weighs 376 pounds

[4] The group includes central electric light and power stations, whether owned by private companies or municipalities and also electric power plants operated by street railways

[5] For the years before 1919 the data are taken from a special study to be published in detail elsewhere Certain incomplete data are given by the five-year census of the electrical industries made by the Federal Bureau of the Census, covering 1902, 1907, 1912 and 1917 The census does not separate kilowatt hours generated by fuels and by water, but it gives sufficient data on installed capacity of fuel prime movers and water-wheels to permit an approximate separation The quantity of coal used was reported in 1902 (incomplete) and 1917 (complete), and the cost of fuel was reported in 1902, 1907, 1912 and 1917 from which the total consumption has been derived, taking into consideration the known levels of prices at the mines and of transportation costs. The result, though not precise, is reasonably accurate and indicates the trends For data since 1919 see Horton, A. H., Developed and Potential Water Power in the United States and Production of Electricity by Public Utility Power Plants, 1919—1926. U S. Geol. Survey Water Supply Paper 579, 1928; also monthly power reports, mimeographed.

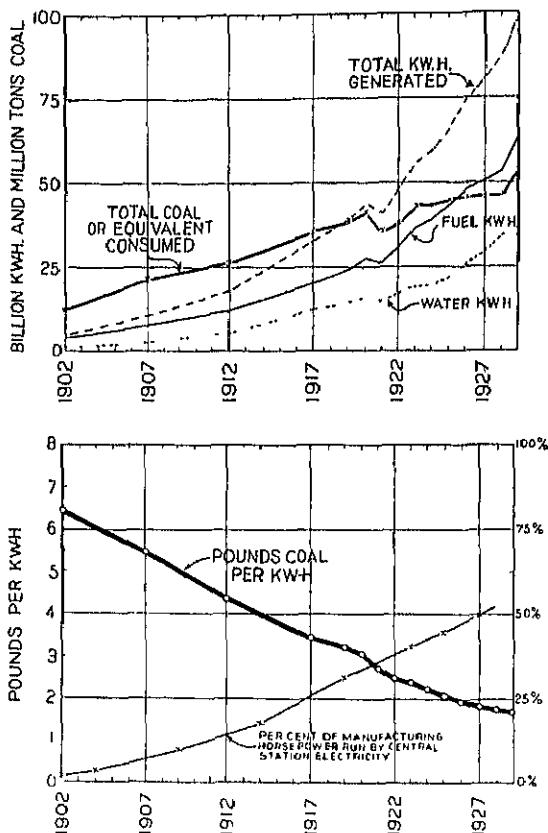



Fig. 1. Progress of fuel efficiency at electric public utility power plants in the United States, 1902 to 1929.

The figures of fuel consumption represent the total quantity used during the year, including stand-by losses, by all plants, large and small, that generate power for public distribution or for use of electric street railways. Both municipal and privately owned plants are included.

In 1902 the average consumption was approximately 6.4 pounds of coal per kw h. generated. This has been steadily reduced to 1.69 pounds in 1929.

The total power generated by the electric utilities is growing at an average rate of 10 per cent a year, and in spite of the rapid development of water power, the production of fuel power has expanded in parallel degree. Abnormally low rainfall caused a decline in hydro-production in 1929 and a corresponding sudden increase in fuel power so that the fuel stations last year were responsible for 64 per cent of the total supply. But though the output of fuel power in 1929 (63,000,000,000 kilowatt hours) was sixteen times as great as in 1902, the quantity of fuel consumed was only four times as great. In 1902 the average consumption per kilowatt hour generated stood at 6.4 pounds. Thereafter it fell steadily, reaching 3.47 pounds in 1917. The period of fuel shortage from 1917 to

1920, when many plants were forced to use inferior coal from unaccustomed sources, caused a temporary slackening of the rate of improvement, but since the war the curve has continued its downward course unchecked. The consumption in 1929 was 1.69 pounds per kilowatt hour[6].

It must be remembered that these figures represent the average over an entire year for all plants in operation, large and small, including standby losses, and are necessarily much above the individual performance of a large base-load plant operating at high load factor. In every year the best plants have run far below the national average. The most efficient plants now operate at 0 9 pounds per kilowatt hour, or about half the 1929 average[7].

Many factors have contributed to the savings made by the central stations. They include a number of engineering advances now familiar — the replacement of reciprocating engines by turbines, the development of the mechanical stoker, the rise of pulverized fuel[8], higher steam pressures and temperatures, and other heat-saving devices. Scarcely less important were the economic developments in the industry, the rapid expansion which made possible steady replacement of obsolete equipment or its relegation to standby service, the diversification of the load, the inter-connection of systems, and the increasing size of plants. The average size of generating station rose from 510 kW in 1902 to 7,450 kW in 1927, and the average capacity factor from 26.1 per cent to 32 5 per cent in the same period[9]. Fuel economy at electric stations is a composite of many diverse influences rather than the result of a single outstanding invention.

In the meantime, the economies effected by the electric utilities were being extended to an increasing proportion of the energy supply of the country, as manufacturing industries shut down their isolated steam plants and bought central-station power. As shown by the curve in the lower half of Fig. 1, in 1902 only 3 per cent of the horsepower installed in manufacturing establishments was run by central-station electric power. By 1927 this proportion had increased to 49 3 per cent[10] and today it is undoubtedly still higher.

Steam Railroads

Much the same story is shown by the record of the steam railroads of the United States which consume 138,000,000 tons of fuel for locomotive use alone As shown by the upper portion of Fig. 2, the volume of both freight and passenger traffic on the railroads has continued to increase in spite of the competition of automotive transport. The

---

[6] U. S. Geol Survey, Production of Electricity and Consumption of Fuels by Public Utility Power Plants in 1929, Feb. 17, 1930.

[7] De Forest, C W, "12,495 B. t. u per net kilowatt hour" Elec World, Feb 12, 1929, p 311.

[8] In 1928 out of a total of 42,023,000 tons of coal burned in electric public utility power plants, 7,160,000 tons or 17 0 per cent was burned as pulverized coal, 33,890,000 tons or 80 7 per cent was burned on mechanical stokers, and only 973,000 tons or 2 3 per cent was hand fired

[9] Ratio of actual kilowatt hours to full-time capacity of generators, as reported in the Census of Electrical Industries.

[10] Census of Manufactures, 1927· Prime Movers, Motors, and Generators, p 4.

quantity of fuel consumed, on the contrary, has actually declined since the war, (see curves of "bituminous", "anthracite", and "oil") and it is the opinion of conservative railroad managers that for some years to come the anticipated increase in traffic can be met without increase in the quantity of coal consumed, merely by further economies in fuel utilization.

Curves of unit fuel performance are shown in the bottom half of Fig. 2[11]. The curves of consumption per one thousand gross-ton miles (including the weight of locomotives and tender) and per passenger-train car-mile are based on the current reports of the Interstate Commerce

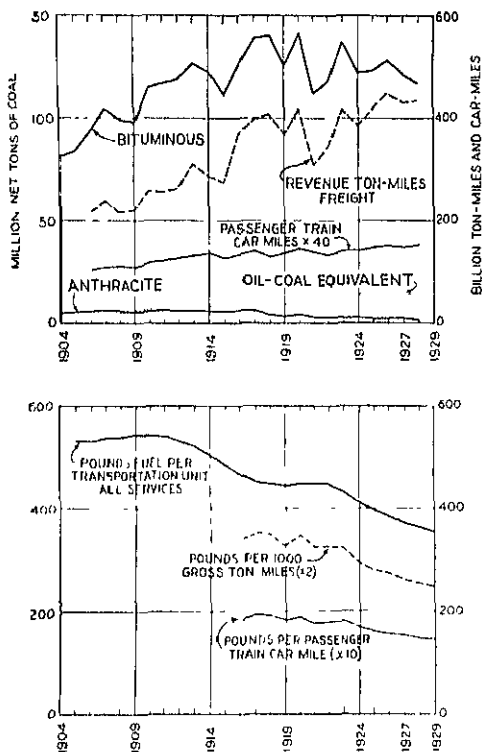



Fig. 2. Progress of fuel efficiency of steam railroad locomotives in the United States 1904 to 1929.

Although the volume of rail transportation service has continued to grow, the quantity of fuel consumed by the railroads has been declining since the war. For the period 1916 to 1926, the record gives the consumption in freight service per 1,000 gross-ton miles and in passenger service per passenger-train car-mile, both of which have sharply declined. The trend over a longer period is shown by the consumption of fuel in all services per unit of transportation. This curve, shown in the lower diagram, declines sharply after 1911, halts during the period of disturbed coal supply from 1917 to 1922, and thereafter has continued its downward course.

[11] The figures of fuel consumption by locomotives for the years 1904 to 1916 used in Fig 2 were compiled by the authors from unpublished reports made by the individual carriers to the Interstate Commerce Commission. Other primary data are taken from the Interstate Commerce Commission's Statistics of Railways of the United States.

Commission[12]. The record for the years 1917 and 1918 shows the effect of the disturbed fuel supplies of the war period in a temporary increase in the unit consumption. A similar upward swing in 1920 reflects the disturbed conditions attending a strike of the railroad switchmen. Allowing for these temporary interruptions, the trend of fuel consumption has been sharply downwards[13].

Separate records of consumption in the freight and passenger service are not available prior to 1916, but the general trend of railroad performance is followed back to 1906 in the curve "Pounds of coal per total transportation unit". This ratio is obtained by dividing the known total consumption of the railroads in freight and passenger service combined by the calculated "total units of transportation", a device which combines passenger-train car-miles and revenue ton-miles into a single series by weighting both in proportion to their relative fuel requirements. The curve as plotted represents the three-year moving average, thereby eliminating the irregularities of individual years. In the early years it indicates little change. Marked improvement is shown beginning about 1911. The change reflects the interest of the railroad managers in increasing efficiency, stimulated in part by the government's action in declining to sanction an advance in freight rates and by the famous remark of *Mr. Brandeis* that the railroads were wasting a million dollars a day[14]. Interest in fuel efficiency has taken the form of an organized movement in the International Railway Fuel Association founded in 1909. This organization is made up of the fuel agents and supervisors of the individual roads and numbers among its members some hundreds of the men who actually operate the locomotives. It devotes its entire energies to the problem of saving fuel in the railroad service. To such organized efforts quite as much as to any single invention the remarkable savings in locomotive fuel are due. Here, as in the case of the electric utilities, the aggregate economies are the cumulative effect of a number of improvements in design, of the gradual retirement of obsolete equipment, and of increased attention and skill on the part of the personnel. In part, also, the savings are an indirect result of capital expenditures in other directions, such as improvements in roadbed, double tracking, and reduction of grades. That further savings are to be anticipated is proved by the fact that average practice is still far below the demonstrated best practice. The average consumption of all freight locomotives in 1929 was 125 pounds per one thousand gross ton-miles, including locomotive and tender, but one western railroad has locomotives in operation that do the same work for 70 pounds, and that on relatively inferior coal of 11,000 B. t. u. per pound[15].

[12] The Interstate Commerce Commission figures are supplemented for the period before 1920 by unpublished records of the U. S. Railroad Administration. See U. S. Bureau of Mines, Coal in 1927, p. 428.

[13] The curves of unit consumption as plotted tend to exaggerate the saving slightly because they make no allowance for the fact that a small increasing proportion of the traffic is handled by electric locomotives.

[14] McAuliffe, Eugene, Railway Fuel, New York, 1927, p. 258.

[15] McAuliffe, work cited, p. 323. Obviously such efficiencies are obtained only under the most favorable operating conditions.

The savings thus far discussed have lain in the field of power generation but great economies have also been made in industries utilizing fuel as heat rather than as power. Among the greatest of the heat industries is the refining of crude petroleum. It is an industry of rapid growth. From 120,000,000 barrels in 1909 the quantity of crude oil run to the stills has increased to nearly 1,000,000,000 barrels in 1929[16]. (See Fig.3.) The handling of this enormous quantity makes the petroleum refining industry one of the largest consumers of fuel in the United States. For the period 1925 to 1928 its fuel requirements have been ably analyzed

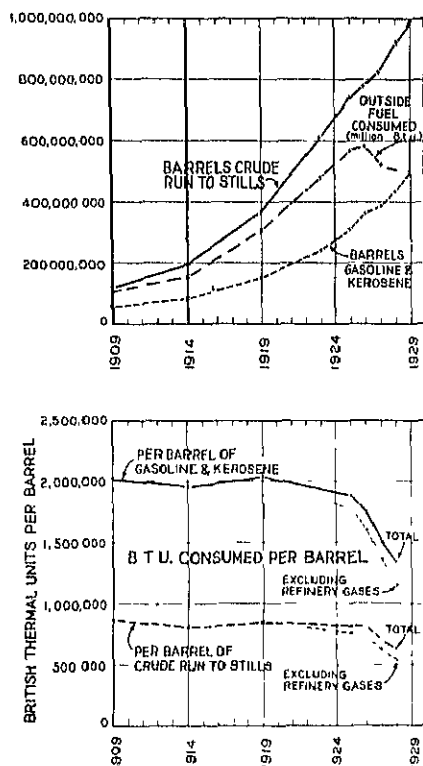



Fig. 3. Progress of fuel efficiency at petroleum refineries in the United States, 1909 to 1928.

Though the quantity of crude run to stills has continued to increase sharply, the total consumption of "outside fuel" at petroleum refineries has been declining since 1926. This result is brought about partly by more efficient use of the "outside fuel" and partly by the use of by-product gases from the refinery itself.

The lower diagram shows the unit consumption in British thermal units per barrel: first per barrel of the lighter distillates, gasoline and kerosene, and second, per barrel of crude run to stills. The large economies introduced by the utilization of by-product gas are suggested by the dotted curves showing consumption excluding refinery gas.

---

[16] Hopkins, G. R., Monthly Petroleum Reports, U. S. Bureau of Mines

by Hopkins of the Bureau of Mines[17], and for the earlier years they may be studied in the records of the Federal Census. The industry consumes coal, both anthracite and bituminous, fuel oil, natural gas, and a relatively small amount of purchased electric power. The total quantity of these "outside fuels" required by the refineries, including the coal equivalent of the purchased electricity, increased steadily to a peak in 1926. Since then, as shown by Fig. 3, it has actually decreased, although in the meantime the throughput of crude has been increasing, if anything, faster than before.

This astonishing result has been brought about partly by a reduction in the heat required to treat a barrel of crude and partly through the utilization of the by-product gases of the refining process which, until recently, were commonly allowed to go to waste. The curves of unit consumption given in the lower half of Fig. 3 show the consumption of all fuels per barrel of product, both including and excluding this refinery gas. In 1909, for example, it required 860,000 B. t. u. to treat one barrel of crude. By 1928 this had fallen to 643,000 and if the refinery gas used be excluded, to only 554,000. Even including the refinery gas the saving in comparison with 1909 amounts to 25 per cent, and counting only the "outside fuels", the saving is approximately 36 per cent[18]. If the consumption is reckoned per barrel of the lighter products — gasoline plus kerosene — the economies appear still greater, because of the gradual increase in the production of the lighter distillates per barrel of crude.

These notable changes in petroleum refining are a product of the post-war period. Small amounts of refinery gas were used before the war, but the total quantity then available was not great, and most of it was wasted. As shown by Hopkins, the great advance dates from about 1923 and is associated with the rise of the cracking process. Cracking greatly increased the supply of refinery gas, and at the same time depression in the industry stimulated operating economies and directed attention to fuel problems. The sudden drop of the unit consumption curve reflects this heightened interest, centering around the use of heat exchangers, the growth of the continuous process of refining, and the rapid extension of the pipe still.

Cement Manufacturing

The manufacture of Portland cement requires the consumption of large amounts of energy as heat and also as motive power. Its fuel history in the last generation is shown in Fig. 4. Like petroleum refining,

[17] Hopkins, G. R., Progress of Fuel Economy at Petroleum Refineries in the United States: U. S. Bureau of Mines, Serial No. 2820, September, 1927, also Survey of Fuel Consumption at Refineries in 1928, Serial No. 2961, November, 1929. Data on consumption of fuels are given for 1909, 1914, and 1919 in the Census of Manufactures. The data on energy consumed used in this paper and plotted in Fig. 3 include the coal equivalent of purchased electric power, estimated from the known horsepower of motors run by purchased current, as reported by the Census, assuming 1,300 kWh per year for each motor horsepower. They therefore differ slightly from those published by Hopkins for 1925 to 1928.

[18] The quantity of refinery gas used in 1909 was not separately reported, but it must have been very small as the total of all gases consumed was only 7,510,850 M cubic feet. In computing the 1909 consumption, all this has been counted as natural gas or "outside fuel." The error introduced by this assumption is small.

it is an industry of rapid growth, and the curve of volume of product in the upper half of the diagram rises from 67,000,000 barrels in 1909 to 178,000,000 in 1928. For the first ten years the curve of energy consumption, reckoned as coal equivalent, parallels closely the volume of product, but since 1919 it has shown a much smaller increase[19].

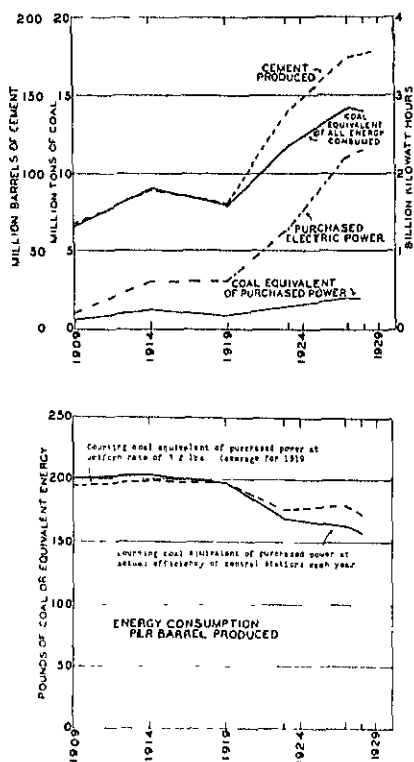



Fig. 4. Progress of fuel economy in cement manufacture in the United States, 1909 to 1928.

The consumption of energy per barrel of cement produced, including the coal equivalent of purchased electric power, has declined sharply, especially since 1919. The decline is partly due to the improving efficiency of the electric central stations in generating the purchased power. The dotted curve in the lower diagram shows what the consumption would have been if the electric utilities had generated power at a constant average efficiency of 3.2 pounds per kw. h throughout the period.

For the last year shown the total energy input is equivalent to 14,037,000 tons of coal. This includes 12,013,000 tons of raw fuel consumed direct at the plant, and also 2,024,000 tons representing the equivalent of the electric power bought from central stations. The

[19] The primary data for Fig. 4 are derived from the Census of Manufactures and from U. S. Bureau of Mines, Cement in 1927, p. 288. Allowance is here made, however, for purchased electric power.

industry is an important customer of the public utilities, and its purchases of power have grown from approximately 200,000,000 kilowatt hours in 1909 to 2,300,000,000 in 1928, an increase of over ten-fold[20]. But because of the advance in the efficiency of the utilities in the meantime, the coal consumed by them in generating this power has increased less than four-fold. It is represented by the solid light line in the upper section of the diagram.

The effect of the savings in fuel upon the average consumption per barrel of cement produced is shown below. Counting the purchased power at its equivalent in coal at the actual efficiency attained by the central stations year by year, the energy consumption per barrel has fallen from 200 pounds of coal (or equivalent) in 1909 to 158 pounds in 1928. It may be objected that this improvement simply reflects the advance of the central electric stations and is therefore an echo of the progress already recorded for them in Fig. 1. Suppose, for example, that there had been no gain in efficiency at the central stations, would the cement mills have then shown any improvement? To illustrate the point let us calculate the coal equivalent of the purchased energy, not at a steadily diminishing rate of consumption, but at a constant rate. Let us change it into coal in each year at 3.2 pounds per kilowatt hour, the actual rate reported by the central stations in 1919, the mid-point of the period. Calculated in this way, the energy consumption per barrel is represented by the dotted curve in Fig. 4. It still shows a reduction, falling from 194 pounds in 1909 to 176 in 1928, but the reduction is much less than before.

The experiment suggests that some part of the aggregate saving at cement mills is to be credited to the electric utilities, but how large a part the record does not reveal. To separate the share of the utility engineers and the cement managers would require a knowledge of the fuel consumption of individual cement mills before they began to buy electric power, and also an hypothetical assumption as to what their consumption would be today were they to make instead of buying power. Such a discussion would be academic, for the aggregate saving is ample to give each claimant a share. It is known that while the utility engineers have been saving fuel, the cement engineers have been introducing pulverized coal, installing automatic control and waste-heat boilers, increasing the length of the kilns, grinding the raw materials more finely, and in other ways cutting their fuel requirements. In spite of the tempting rates at which the utilities offer industrial power, many cement managers feel that they can generate it still cheaper themselves, and of the total electrified horsepower in the cement industry in 1927, 48 per cent was run by current generated on the premises and not more than 52 per cent by central station power.

---

[20] The number of kilowatt hours purchased is estimated from the horsepower of electric motors run by purchased power, assuming that in a normal year 4,000 kWh will be purchased for each motor horsepower. See U. S. Geol. Survey Prof. Paper 123, A Superpower System for the Region between Boston and Washington. Allowance is also made for the activity of business during the year.

Iron and Steel

The iron and steel industry consumes fuel chiefly for direct heat, a use that offers less chance for economy than the conversion of fuel into motive power. Its record, however, shows the same general tendencies — an increasing quantity of product, obtained, since the war, with a diminished consumption of fuel. Fig. 5 combines the experience of the blast furnaces, steel works, and rolling mills[21]. The volume of the product is indicated by the curves of pig iron and steel. The production of steel has grown faster than that of pig iron because of the increased use of scrap The two can be combined by adding together the tonnage of pig iron and one-half of the tonnage of steel, since it requires about one-half as much fuel to convert the pig into finished rolled products as it does to convert the ore into pig The combined curve shows a large increase in volume of product, but the quantity of coal consumed is actually less today than it was in 1913

The progress of fuel economy is indicated by the ratio of tonnage of coal used (including the equivalent of fuel oil and purchased electric power) to tonnage of product. In 1904 this ratio was 2.01. In 1914 it was 1 85, and by 1927 it had fallen to 1 41. The reduction in unit fuel consumption would appear still greater if it were possible to include data on natural gas, which has been declining in relative importance[22].

Nothing comparable to Neilson's invention of the hot blast has appeared during this time, but the iron and steel industry has found many ways of saving fuel nevertheless. The largest element has undoubtedly been the substitution of the by-product for the beehive coke oven. The gas, tar, light oil, and coke breeze recovered at by-product plants in 1928 had a heat value equivalent to 17,426,000 tons of raw coal, as against 700,000 tons in 1904

In future studies it is hoped to measure the quantity of natural gas consumed and to take into account also the growing use of scrap in the blast furnace and the rise of electric steel[23]. In the meantime, the data at hand show an unmistakable advance, which seems to have been particularly rapid since the war

Other Manufacturing Industries

Besides the iron and steel works, the cement mills, and petroleum refineries, it remains to consider the large group of miscellaneous manu-

[21] Figure 5 is taken from a paper by the authors presented at the Second International Conference on Bituminous Coal, Carnegie Institute of Technology, November 22 1928 The data are derived from the annual coke chapters of Mineral Resources of the United States, the statistical reports of the American Iron and Steel Institute, and the Census of Manufactures Consumption of gas and steam coal in the intercensus years is estimated from the known production of iron and steel. The curves for coking coal represent the coal consumed to make the coke charged in iron furnaces Purchases of electric energy are estimated from the horsepower of motors run by purchased power, as reported by the Census of Manufactures, assuming that 1 000 kilowatt hours are required yearly for each motor horsepower, and are converted into coal equivalent at the actual average efficiency of the central stations in each year

[22] Accurate figures on the consumption of natural gas by the iron and steel industry are not available It is known, however, that the total consumption for all industrial purposes in the State of Pennsylvania declined from 121,000,000,000 cubic feet in 1906 to 63,000,000,000 in 1928

[23] The quantity of mill cinder, scrap, and scale charged in blast furnaces increased from 5 0 per cent of the total charge of ore and secondary material in 1909 to 9.2 per cent in 1927. The production of electric steel increased from 0 1 per cent of the total tonnage in 1909 to 1 5 per cent in 1927

facturing industries. In all, the group includes 186,000 individual establishments in 344 types of manufacturing industry[24]. Some of them are "heat industries" like the manufacture of brick and tile in which the fuel consumed goes chiefly for direct applications of heat. Others

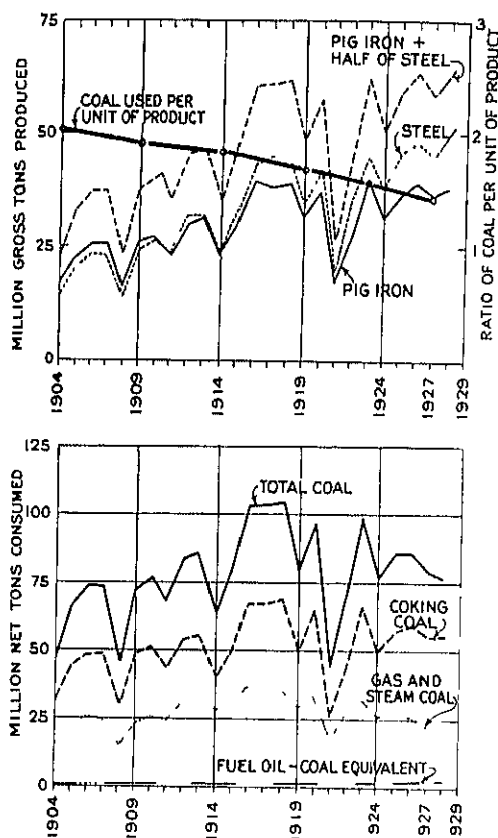



Fig. 5. Trends in consumption of fuel by blast furnaces, steel works, and rolling mills in the United States, 1904 to 1928.

The quantity of coal consumed in the iron and steel industry has been declining since the war although the tonnage of iron and steel produced continues to increase. The consumption per unit of product (including oil and purchased electric power) has declined from 2.01 in 1904 to 1.41 in 1927. The decline in unit consumption would appear still larger were it possible to include data on the use of natural gas, the consumption of which has declined sharply in recent years.

like the textiles apply energy chiefly in the form of mechanical power. The data at present available do not permit calculating the energy consumed per unit of product in each of these industries separately, but they cannot be ignored in a study of fuel economy, for in the aggre-

[24] The manufacture of carbon black is also excluded from the group of general manufacturing industries, as the very large quantities of natural gas which it consumes represent a raw material rather than a source of heat and power.

gate they consume as much fuel as the railroads and the central electric stations combined

One approach to the problem is to calculate the total energy input for these miscellaneous industries as a group and to match it up against some indicator of the volume of their total product The total energy input can be calculated fairly accurately. The coal, coke, petroleum, and natural gas purchased by the factories are reported to the Census Bureau or to other agencies[25]. To this must be added the coal equivalent of the water power generated at power dams controlled by the factories themselves. This can be estimated closely from the known capacity of water-wheels installed[26] Next must be added the energy purchased from central electric stations, which may be estimated with approximate accuracy from two sources, the known horsepower of motors run by purchased current as reported by the Census Bureau on the one hand, and the known sales of industrial power as reported by the electric utilities on the other[27]. The total number of kilowatt hours purchased may then be converted back into the coal necessary to produce it, at the average consumption of electric central stations for the years in question, as developed in Fig. 1. Finally, it is necessary to add the sales of coke-oven gas made to manufacturing industries, as reported by the iron and steel works or by the merchant coke-oven plants[28]

The relative importance of the several sources of the energy input in this group of general manufactures is indicated in the bar chart at the top of Fig 6. The chart is a picture of the total energy used for all purposes, including the heating of buildings as well as direct process heat and motive power In 1909, for example, 63.1 per cent of the energy used was raw bituminous coal 10 9 per cent was anthracite, 4 6 per cent coke, 5 7 per cent fuel oil, 5.3 per cent natural gas, 6 5 per cent factory water power (that is, power generated at waterfalls controlled by the factory itself) and 3 9 per cent was the coal equivalent of purchased electric power Since 1909 there has been a notable shift in the relative importance of the several sources Coal and factory water

[25] The Census of Manufactures for 1909, 1914 and 1919 gives the quantity of fuel of all kinds consumed in each manufacturing industry. Similar data for coal alone are given in the Census of Manufactures for 1923 and 1927 Data on consumption of fuel oil since 1919 are to be found in the annual reports of the U S Geological Survey and Bureau of Mines particularly in Petroleum Refinery Statistics 1927 by G R Hopkins, U S Bureau of Mines Bulletin No 297, and National Survey of Fuel Oil Distribution 1927 and 1928 by J B Swanson U S Bureau of Mines in co-operation with the American Petroleum Institute Data on natural gas are given in the annual reports on Mineral Resources of the United States by the U S Geological Survey and Bureau of Mines

[26] Capacity of water-wheels is reported by the Census of Manufactures In the computations herewith an annual capacity factor of 40 per cent has been assumed the average experience of the electric central stations operating hydro-electric plants This capacity factor has been modified to allow for the condition of business in each particular year as indicated by the adjusted index of manufactures of the Harvard Committee on Economic Statistics The estimated horsepower hours generated have been converted into fuel at a constant average efficiency of 2 4 pounds of coal per horsepower hour.

[27] The horsepower run by purchased current is reported regularly by the Census of Manufactures Sales of central station electricity for industrial purposes are reported currently by the Electrical World, based in part on direct reports from the electric companies and in part on data published by the quinquennial census of the electrical industries Note, however, that no allowance is made in these estimates for purchases of electricity to be used for industrial heating or electro-chemical and electro-metallurgical work.

[28] Tryon, F. G and Bennit, H L, Coke and By-Products in 1927 U S Bureau of Mines, Mineral Resources of the United States, II, page 676 Sales of water gas oil gas, and retort coal gas, made by city gas works to industries, are not included in the energy input since the coal and fuel oil consumed by these works has already been counted

power have declined in importance, and oil has greatly increased. Gas (including in the later years purchased coke-oven gas) declined until 1923 and has since increased[20]. The greatest change has been in the purchased electric power. Reckoning its coal equivalent at 1.84 pounds

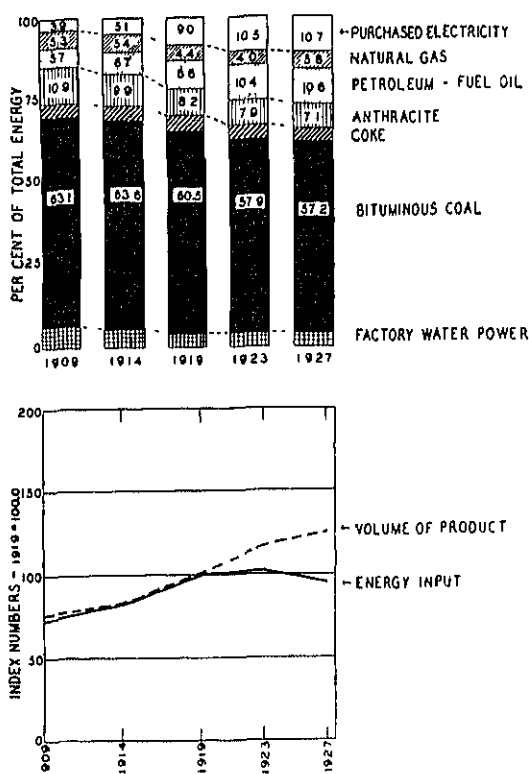



Fig. 6. Sources of energy consumed in general manufacturing, and relative growth of total energy input and volume of product, 1909 to 1927.

The data represent the experience of 186,000 manufacturing plants other than petroleum refineries, cement mills, coke ovens, blast furnaces, and steel mills

The upper diagram shows the gradual change in the sources of their energy supply, purchased electricity being represented by the coal which the central stations had to burn in order to generate it

The lower diagram shows the relative growth of the total energy consumed and of the volume of the product The volume of product is represented by the index number of the Federal Reserve Banks and is not exactly comparable with the energy input because of differences in weighting. The trends, however, are clear

per kilowatt hour — the average efficiency of central stations for the year — the purchased power constituted 10 7 per cent of the total energy used in 1927. Of course, if the purchased power were reckoned

[20] Note that these figures do not include the natural gas burned to make carbon black, the quantity of which has increased from 12,510,733,000 cubic feet in 1909 to 111,087,000,000 in 1928.

at 5 pounds per kilowatt hour (the average consumption of 1909), it would appear very much greater.

Measured in this way the total energy input in general manufacturing has been as follows:

	Tons of coal or equivalent consumed:			Index number (1919 equals 100)
	In form of raw fuel or factory water power	In form of purchased electric energy	Total	
1909	115,110,000	4,610,000	120,050,000	71.7
1914	126,999,000	6,870,000	133,869,000	79.9
1919	152,519,000	15,100,000	167,619,000	100.0
1923	155,612,000	18,230,000	173,812,000	103.7
1927	144,729,000	17,300,000	162,029,000	96.7

In 1909 the total energy input was equivalent to 120,050,000 tons of coal For the next ten years it increased sharply. From 1919 to 1923 it increased but at a much slower rate, and since 1923 it has shown a noteworthy decline. As a result, if the consumption of 1919 be represented by the index number 100, then the consumption of 1927 is represented by the number 96.7; in other words, there has been an actual decrease since 1919 of 3.3 per cent.

But while energy input has declined since the war the volume of goods manufactured has greatly increased The best indicator of the output of goods is the index of the physical volume of manufacturing production prepared by the United States Federal Reserve Banks[30] The index avoids the fluctuating value of the dollar and is based on physical units, such as the number of pairs of shoes, yards of cloth, and barrels of wheat flour made, although in computing it the several industries are weighted in accordance with the money value of their products in a normal year The Federal Reserve index is constructed on correct principles, but it is necessary to note the difference between the point of view of the banker and the fuel engineer The banker would assign a modest weight to the burning of lime, for example, because the value of its product is not great, but the fuel engineer would assign lime-burning a heavy weight as being a large consumer of fuel He would prefer an index weighting each industry according to its consumption of heat units, but in the absence of such an index he will have to accept the banker's weighting.

Because of this difference in weighting, we cannot assume that the two indexes are strictly comparable, but they ought at least to indicate

[30] The index was originally constructed for the years 1899 to 1914 by W M Persons and published in the Harvard Review of Economic Statistics, November 1920 It was continued through 1921 by E E. Day and W Thomas in Census Monograph VIII, The Growth of Manufactures, 1899 to 1923. With this as a base, W. Thomas developed a current index utilizing monthly data for the Federal Reserve Board

The index as published by the Federal Reserve Board is here recalculated, omitting non blast furnaces, steel works and rolling mills, coke plants, cement mills, and petroleum refineries, using for this purpose the Board's own weights which have been courteously furnished by its statistician. Note that the revised index, as here used, includes city gas works.

the general trend. If we plot them side by side on the same scale (see lower Fig. 6), we find that from 1909 to 1919 the volume of product and the energy input increase at nearly the same rate but that thereafter the volume of product runs far ahead. From 1919 to 1927 the physical volume of the goods manufactured as reckoned by the banker increased 25 per cent, but the consumption of energy actually decreased 3.3 per cent.

The conclusion is clear that fuel efficiency in general manufacturing has made very great progress and that the progress has occurred chiefly since the World War.

Now it is clear, as in the case of the cement mills, that a considerable part of the aggregate saving in general manufacturing has been due to the electric utilities. How much of the saving belongs to the utility engineers and how much to the manufacturers is impossible to say, among other reasons because there is no way of telling what efficiencies the individual factory would by now have attained had it continued to make its own power. There is, however, abundant evidence that the campaign of fuel saving has been carried on within manufacturing itself. The same motives that drove the electric utilities to improve efficiency have operated in industry. High prices of fuel during the war, and advancing wages and declining commodity prices since the war, have placed a premium on industrial efficiency. Consulting engineers report a large practice among manufacturing plants, especially those whose needs for process heat have led them to continue to generate their own power[31]. More careful selection of coals, engineering supervision, instrumental control, and systematic training of boiler room personnel have all had their influence. Obsolescent plants have been replaced or relegated to standby service. Stoker manufacturers report an active demand for mechanical stokers not only by the large industrial establishments but in recent years by the smaller plants as well.

Indeed, if no other evidence were required, the statistics of horsepower installed would prove a rapid advance in fuel efficiency. At the same time that manufactures have been buying more and more central station power they have been electrifying that part of their equipment still run by power generated in the establishment. From 1909 to 1927 the horsepower of electric motors driven by current generated within the factory itself increased 220 per cent. At the same time, of course, the horsepower of motors driven by central-station current increased even more rapidly, but the fact that in 1927 there remained 6,913,000 horsepower[32] of electric motors driven by power generated in the establishment proves that many factories were able to generate power at costs comparable with those of central stations.

---

[31] See, for example, Gould and Henderson, "Even Better Steam Generation," Fuel Engineering Company of New York, 1927.

[32] This includes only the general manufacturing establishments. In addition, there were 4,294,000 horsepower at cement mills, coke ovens, blast furnaces, steel works, rolling mills, and petroleum refineries, making a total of 11,207,000 horsepower in electric motors driven by current generated by factory power plants.

Combined Savings in all Industries

Fig. 7 summarizes the savings made in each of the several consumer-classes reviewed. To facilitate comparison the unit consumption of fuel per kilowatt hour (or per barrel or per ton as the case may be) is expressed as a relative or percentage of the 1909 average. In some cases, the curve can be carried back a little before 1909, and in the case of the electric utilities it runs back to 1904, in which year the unit consumption was 20 per cent higher than in 1909.

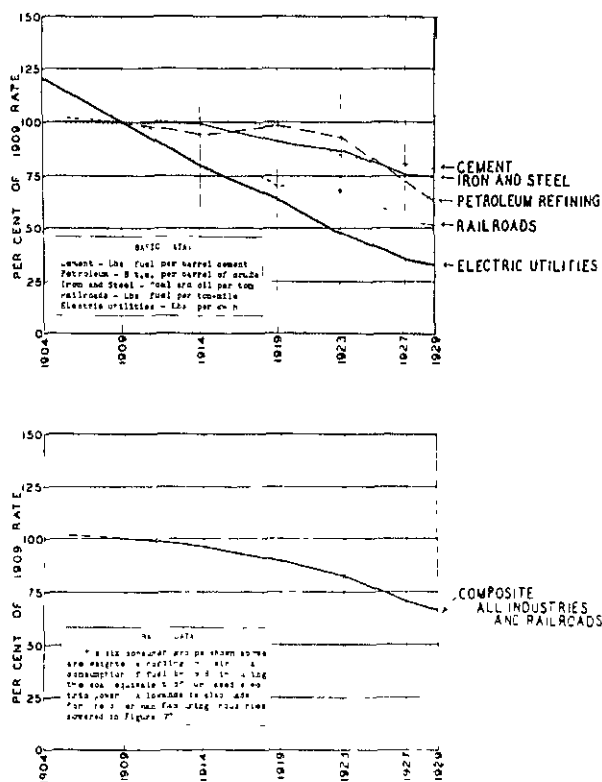



Fig. 7 Comparative rate of progress of fuel saving in central electric stations, steam locomotives, manufacturing, and in all industries and railroads combined 1904—1929

The curves represent the consumption of energy in all forms per unit of product, and to facilitate comparison are plotted as relatives, in which each year is shown as a percentage of the 1909 rate.

Of all classes of consumers, the greatest and most continuous savings have been made by the central stations. Their unit consumption in 1929 shows a reduction of 66 per cent in comparison with 1909. For the other groups the record is as follows.

Per cent of Reduction in Energy Consumption per Unit of Product, 1909 to 1929

Electric public utility power plants (Pounds fuel per kWh)	−66 %
Steam railroads (Pounds per transportation unit) .	−40 %
Petroleum refining (Energy consumed — excluding by-product refinery gas — per barrel of crude)	−36 %
Iron furnaces, steel works, and rolling mills (Coal, oil, and purchased power — excluding natural gas — per ton of product)	−25 %
Cement mills (Fuel and purchased power per barrel of product)	−21 %
All other manufacturing	−21 %(?)
All industries and railroads combined, approximately	33 %

By weighting the six groups in proportion to their energy consumption, a composite curve of fuel saving in all branches of manufacturing and in rail transport is obtained. It is shown in the lower half of Fig 7. From 1909 to 1914 the curve declines 3 per cent; thereafter under the stimulus of high fuel prices and organized effort it begins to fall more and more rapidly; but the greatest progress has been made since the war. For the twenty-year period the average saving, calculated in this way, amounts to 33 per cent In other words, the aggregate consumption of fuel and hydro-power in industries and steam transportation at the efficiencies actually attained in 1929 was only 67 per cent of what it would have been had the wasteful practices of 1909 continued unchanged.

How Present Savings Compare with Past

How do these savings of the last two decades compare with earlier years? In absolute pounds saved per horsepower hour, there has been nothing to compare with the days of 1776 Smeaton and Watt found the old atmospheric engines using 30 pounds per horsepower hour and cut this to less than 10 pounds. But it is a special privilege of early inventors to have 30-pound inefficiencies to work on, and their successors are more likely to express their savings not in pounds but in ounces, for when average efficiency is high, the shaving of an ounce or two off existing practice is no mean achievement.

It is a commonplace that the early inventions left the over-all thermal efficiency extremely low. Halving the consumption per horsepower hour, whatever it may be, doubles the thermal efficiency. The saving from the 18 pounds consumed by Smeaton's engine to the 9 pounds attained by Watt raised the over-all efficiency from 1 per cent to only 2 per cent The saving in the average practice of American central stations from 4 pounds in 1907 to 2 pounds in 1921 raised their average

efficiency from 5 per cent to 10 per cent, and the further saving of 12 ounces from 1921 to 1929 raised it to about 17 per cent[33].

In one respect, the modern engineer has an advantage over Smeaton and Watt — the typical advantage of mass production; whatever savings he can effect are applicable to an enormous tonnage of fuel. In Oliver Evans' time, the total horsepower of steam engines in the United States was less than a single medium-sized central station today. In 1850, the total mechanical horsepower installed in the United States was only 2,300,000, from which it has increased to 209,000,000 in 1923 and, including pleasure automobiles, to 662,000,000[34]. A 30 per cent saving in 1829 applied to a world coal consumption of 27,000,000 metric tons, while the same percentage of saving in 1929 applies to a world consumption of 1,900,000,000 tons (including the coal equivalent of natural gas and petroleum). And just as the savings of a past century paved the way for an increasing consumption of energy, so the savings of today forecast a further expansion in the world's use of energy through further decrease in the unit cost.

It is, therefore, not without significance to compare *the rate of change* of today and of yesterday, as indicated in the percentage saving in terms of existing practice. This is done in Fig. 8. On logarithmic scale, a decrease at a constant percentage appears as a straight sloping line and the greater the percentage rate, the steeper is the slope. Plotted in this way, it is seen that the average consumption of the American central stations has been decreasing in geometric ratio ever since 1902 and that the decrease has been somewhat faster since 1919 than before.

To indicate the rate of progress in an earlier day we may plot the consumption per indicated horsepower hour of the fast trans-Atlantic liners, which has been recorded for a century or more by Maginnis[35]. The Savannah, the first steam vessel to cross the Atlantic, is said to have burned 10 pounds per indicated horsepower hour. That was in 1819. By 1907 the consumption had fallen to 1.3 pounds in the ill-fated Lusitania. The performance of other famous vessels is indicated by the cross-marks of the diagram. In absolute pounds, these records are not comparable with the central station curve, because the rated consumption per indicated horsepower of a large vessel operating on the best of fuel at maximum load factor and with limitless condensing water is naturally lower than the actual average consumption, including standby losses, of several thousand land plants, large and small, operating at relatively low load factor and using in many cases inferior coal or lacking adequate condensing water. But the trends of the two lines are comparable, and the significant thing for our purpose is the rate of improvement, as shown by their comparative steepness. Of the two, it is

[33] Note that the consumption of the central stations is here expressed in pounds per *horsepower hour* in order to facilitate comparison.

[34] Daugherty, C. R., The Development of Horsepower Equipment in the United States, U. S. Water Supply Paper No. 179, pp. 15–18.

[35] Maginnis, Arthur J., M. Inst. C. E., "The Atlantic Ferry", Third Edition, London, 1900, pp. 158–199.

clear that the decline of the central station curve has been more rapid, especially in the period since 1919.

The rate of progress of still earlier times is suggested by the curve of performance of the best existing steam engines, as developed by Heroy[36].

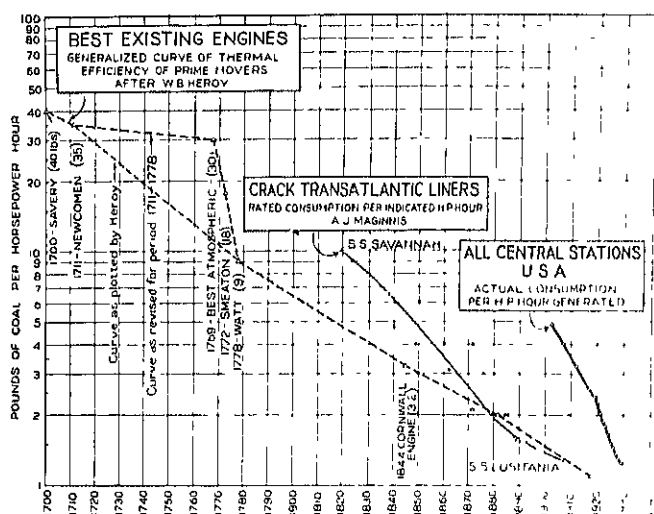



Fig 8 How the rate of progress in fuel efficiency in recent years compares with earlier times.

The purpose of the diagram is to compare past and present rates of improvement in fuel efficiency of the steam engine as indicated by the percentage of change in existing practice. Plotted on logarithmic scale, this rate of improvement is indicated by the steepness of the curves

Three curves are shown which are comparable as to trend but not as to absolute amount. One represents the *actual average* consumption per horsepower hour of the central stations, including standby losses, and including all plants, large and small

For earlier times there are no data on *average* consumption, but the trends are indicated by old records of the most efficient consumption. One such record is the rated consumption per indicated horsepower hour of some of the most famous trans-Atlantic liners Another is Heroy's curve of the consumption of the best existing engines Both of these early curves undoubtedly run far below the average practice of their time

Of the three curves, the central station curve is steepest, especially since 1919, with the one exception of the earlier period between 1769 and 1778

Measured in terms of per cent of improvement over existing practice, it appears that recent progress has been faster than at any time since the great inventions of James Watt

Seeking to show the advancing thermal effiency of the steam engine, Heroy plotted the performance of Captain Savery's engine in 1700 at 40 pounds per horsepower hour, of Newcomen's engine at 35 pounds, of Watt's at 9, of the Cornwall engines at 3 2, and of the turbo-generator of 1918 at 1.1 His generalized curve, as plotted, falls in a graceful sweep from 1700 to the present, but for our purpose it is fairer to remember that the progress between 1700 and 1800 was not evenly distributed through the century but rather concentrated between 1769, when the best atmospheric engines were consuming 30 pounds per horsepower

[36] Heroy, W B, Tendencies of Power Production, Chapter IV of "The Strategy of Minerals," New York, 1919 See especially Fig 2 and page 100.

hour[37], and 1778, when the successive improvements of Smeaton and Watt had reduced the consumption to 9 pounds.

Again, one cannot compare the absolute heights of Heroy's curve and the central station curve, because, as Heroy pointed out, the performance of the best engine has always been much below the average of existing practice. McFarland, for example, thought that the typical performance of 1825 was not less than 10 pounds per horsepower hour even in the better engines. Sir W. Armstrong, testifying before the British Royal Commission of 1871 stated that "As a general average 8 pounds would be a fair estimate, but I think that in ordinary engines used in manufactories, the expenditure would generally be 10 pounds," and a later Royal Commission concluded that 5 pounds was not far from the average practice in 1905[38].

The trends of the curves, however, should be roughly comparable as indicating the contemporary rate of progress. By this test it appears that the advance of actual operating efficiency of central stations, especially since 1919, has been very fast. It does not indeed equal the Niagara-like drop from 1769 to 1778, but it is decidedly steeper than any other stretch of the 200-year curve.

Let us hasten to add that the changes in the central station curve are not peculiar to the United States of America. The curve is merely a type of what has been going on elsewhere. Similar or perhaps faster progress has undoubtedly been made in other countries. The British central electric stations, for example, have effected a saving of 40 per cent in the nine years from 1920 to 1929[39].

It must be remembered, also, that the curve represents application rather than invention. Twenty years ago, American practice was admittedly inefficient. There were individuals whose standards compared favorably with the best in the world, especially in districts remote from the coal fields, but the average efficiency was probably below that of Continental Europe. The showing of improvement is therefore made possible by the wastes of yesterday as well as by the relative efficiency of today. The progress in fuel economy since the war has been largely a taking up of slack, a general introduction of engineering practices which the best plants had already demonstrated to be profitable. For this reason, it is doubtful that the present rate of progress can long continue. The point may soon be reached in electric power generation when the capital cost of further improvements will offset the possible saving in fuel consumption. Whatever the causes, the net result is clear; the average efficiency of fuel utilization has been improving at a rate seldom before equalled in the world's history.

[37] A. W. Flux's edition of W. S. Jevons, The Coal Question, London, 1906, pp. 145—146.
[38] A. W. Flux's edition of W. S. Jevons, The Coal Question, London, 1906, pp. 145—147.
[39] Electricity Commission, Generation of Electricity in Great Britain, year ending March 31, 1929. See page 25.

In the coal mining industry, the acceleration of fuel economy since the war has forced a difficult readjustment. It has been an underlying factor in the worldwide tendency to overproduction of fuel. There are, of course, other factors — the economic dislocation caused by the war, the expansion of mining capacity, and particularly the competition of petroleum and water power — but there can be no doubt that the increasing efficiency has been partly responsible for the declining prices, the unemployment, and the pressure on profits and wages which have shaken the coal trade of three continents[40].

The hardships of unemployed miners and bankrupt owners have been so much in the public mind that we often lose sight of the permanent gains achieved, gains which will remain long after the coal industry has solved its present difficulties[41]. The economies have reduced the costs of power and prolonged the life of our fuel reserves. In the United States the average saving in manufacture and transport of 33 per cent in comparison with 1909 practice resulted in a saving in 1929 of 220,000,000 tons of coal. Similar changes in other countries have lengthened by centuries the potential life of the world's resources of mineral fuel.

No account of fuel efficiency would be complete without a reference to the parallel advances in the mining of the raw coal. The gradual mechanization of both mining and surface preparation has increased the output per worker employed in the bituminous mines of the United States from 3.40 tons per day in 1909 to approximately 4.8 in 1929[42]. If the labor-saving in mining be combined with the fuel-saving in power generation, the aggregate economy is truly astonishing. To produce the coal necessary to generate a million kilowatt hours requires only 22 per cent as much labor today as it did twenty years ago.

Résumé

En calculant la quantité de combustibles brulés en rapport avec les résultats matériels obtenus, pendant les trente dernières années, on peut obtenir un schéma de la rapidité avec laquelle l'utilisation efficace a fait des progrès.

Pour l'industrie américaine, en particulier, on constate d'année en année une progression étrangement constante, ce qui montre que l'ensemble des économies réalisées dans la consommation de combustibles ne dépend pas seulement des grandes inventions, mais en grande partie, de l'ensemble d'un grand nombre de petites économies, du remplacement progressif d'installations périmées par des installations nouvelles, et de l'application générale de perfectionnements déjà introduits aux installations les mieux outillées.

[40] Tryon, F. G., The Changing Demand for Coal. Iron and Coal Trades Review, Diamond Jubilee Issue, 1927, pp. 187—192.

[41] The ultimate effect of the advance in efficiency may be to increase the consumption of fuel. As Jevons pointed out in 1865, "As a rule, new modes of economy will lead to an increase of consumption, according to a principle recognized in many parallel instances. ... And if economy in the past has been the main source of our ... growing consumption of coal, the same effect may follow from the same in the future." (The Coal Question. London, Third Edition, edited by Flux, pp. 140—156.)

[42] At the same time the average length of the established working day has declined from 8.6 hours to 8.08 hours.

Le progrès le plus remarquable a été fait par les centrales électriques qui ont réduit leur consommation moyenne de charbon par kWh de plus de six livres en 1902 à 3,47 livres en 1917 et 1,69 livres en 1929. Ces économies extraordinaires ont été appliquées à un pourcentage continuellement croissant de la consommation d'énergie dans le pays, parce qu'en 1902 les centrales ne fournissaient que 3 % de la force motrice des fabriques, et en fournissent actuellement 51 %.

Dans les locomotives à vapeur du chemin de fer (débouché qui absorbe 138 000 000 t par an), la consommation de combustible par unité de transport (t km) a diminué de 10 % depuis 1900.

Les économies ont naturellement été les plus grandes dans le domaine de la production de force, mais on a aussi fait des progrès notables dans des usages impliquant une utilisation immédiate de la chaleur. Dans l'industrie du fer et de l'acier, la consommation de charbon brut par tonne de produits fabriqués a été diminuée d'un tiers pendant les vingt dernières années. Dans l'industrie des ciments, la consommation totale d'énergie par tonne de ciment produite a diminué de 21 % pendant la même période.

On peut s'attendre à des progrès plus complets, non seulement par des inventions nouvelles, mais en amenant les rendements moyens plus près du niveau des meilleurs rendements déjà réalisés. La station qui utilise le plus efficacement le combustible n'exige que 0,9 livre de charbon par kWh, ce qui est environ la moitié de la moyenne de toutes les stations. Les meilleures locomotives n'exigent que 70 livres de charbon par 1000 tonnes milles, cependant que la moyenne est de 125 livres par 1000 t. m.

Quoique le progrès fût constant avant 1912, la vitesse avec laquelle il se développait s'est accrue du fait des prix élevés des combustibles dûs à la Grande Guerre, et les profits rapides réalisés depuis la guerre ont eu des conséquences très étendues. Ils ont réagi sur la demande de combustible, et ont par suite été l'une des causes de la dépression générale, dans le monde entier, de l'industrie du charbon.

Mais l'effet immédiat sur le marché du charbon est beaucoup moins important que l'effet qui s'étend sur une période beaucoup plus longue, qui est d'augmenter les réserves mondiales de combustible. Si l'on considère les progrès réalisés en même temps dans l'art du mineur et la technique de la transmission d'énergie, on doit convenir, qu'il est probable, qu'encore jamais, depuis l'invention de la machine à vapeur, le monde a fait des progrès si rapides dans une sage utilisation de ses ressources d'énergie, que pendant les quinze années qui suivirent les événements d'août 1914.

Great Britain

The Economics and Commercial Development of Low Temperature Carbonisation in Great Britain

Joint Fuel Committee

Dr. C. H. Lander

General Considerations

In any system of carbonisation of coal a certain proportion of the heat value is necessarily lost in the process. This loss can only be made good, and the costs of the process covered, if the results of the process can be used more conveniently, or with greater efficiency, than the raw coal, or, as *Sir G. Beilby* expressed it, by increasing the "availability" of the fuel. The products of all types of carbonisation are gas, coke, tar, and ammoniacal liquor, and some light hydro-carbons can be scrubbed from the gas The liquor has no value as fuel, but may have, if of sufficient strength, a value as a source of ammonium sulphate. If the liquor is too dilute, as is the case in practically all cases of carbonisation at temperatures below some 1000° C, it is a liability rather than an asset, as the value of the ammonia does not cover the cost of recovery, yet the liquor cannot be discharged untreated to drains or streams owing to its harmful effects.

The tar can be used either as a fuel, or a source of fuels, or for other purposes, but with bituminous coals it only amounts to some 10 per cent of the coal. It must, therefore, in every case be considered as a by-product of the process and not a main product, though it may be an important by-product and have a decisive influence on the financial balance sheet. Both the quality and quantity of the tar obtained from a low temperature carbonisation process depend on the character of the coal, the temperature of carbonisation and the temperature and perhaps other factors to which the tar vapours are subjected between their formation and their condensation. Our knowledge of the effects of these variables on the character of the tar, of the real composition of the tars, and of the best methods by which to treat them, is still very limited. Considerable research is now being carried out on these points both in Government laboratories and by industry, but until further advance has been made, the proceeds of the sale of tar will not take the place in the commercial balance sheet that is frequently considered their due.

The main products of carbonisation are undoubtedly gas and coke. In the gas industry gas is the main product; the process of manufacture

has tended to ever higher yields of gas at the expense of the other products, which are sold for what they will fetch and the proceeds used to reduce the cost of the gas. The gas is sold at a figure which is calculated to yield the necessary profit. In the metallurgical coke industry the coke is the main product, and the process of manufacture must be that which produces a coke of the required quality. The other products are sold for what they will fetch and the proceeds used to reduce the cost of the coke. The main products in both these industries are necessary for certain purposes, and within a fairly wide range the selling price can be adjusted to meet the cost of manufacture.

The new process of low temperature carbonisation differs from those used in the gas and coke-oven industries in that it yields no product for which there is any considerable and steady market, and which is not, at the same time, in direct competition with some other product the price of which is quite independent of the industry itself. The chief product, amounting in the case of bituminous coals to some 60 to 80 per cent of the weight of the coal treated, is undoubtedly the coke. This coke forms an excellent fuel for many purposes, but it is, in most cases, in direct competition with raw coal, and this fact will determine the maximum price for which it can be sold.

In much the same way the price obtained for the gas will depend on the cost of equivalent fuel. If it can be used for town's supply, it will, if of suitable calorific value, be worth the cost of producing gas under similar conditions of demand by ordinary gas works practice, and this is the use which will provide the highest price. If, on the other hand, the gas can only be used for heating the retorts, or similar purposes, it can only be credited with the price per therm equivalent to alternative fuels such as low grade coal, or coke breeze. Where the process is one that produces a low grade gas similar to a producer gas, the price obtainable is, at the most, the cost of making producer gas by other means.

It follows from the facts set out above, that the price obtainable for all the products of low temperature carbonisation must depend on the available markets and the cost of alternative fuels, and there is no product the price of which can be adjusted according to the costs of manufacture.

The various processes that have been developed produce different types of coke and gas; some of them can only be used with somewhat limited types of coal, and most of them are more suitable for some types than others. It is therefore necessary to know, before any estimate can be made of the commercial success of a process:—

1. The type of coal available, and its cost,
2. The type of products for which there is a local market, and the prices obtainable,
3. The type of plant that will yield suitable products from the available coal and in the most remunerative proportions,
4. The costs of erecting and working the plant.

These considerations are perfectly general, their application differs greatly in different countries and in different parts of the same country.

The objects of low temperature carbonisation have been variously stated, and it is necessary to be clear as to the object aimed at before discussion of the economic position of any particular process in any particular environment. In most cases the main object is *either* to produce an improved solid fuel, *or* to obtain as much oil-producing tar and spirit from the coal as possible before the coal is burnt in a furnace for which the raw coal could be used without treatment. There are cases, such as the treatment of cannel coal, or other carbonaceous materials rich in oil, where the oil-producing tars are the main object, but so far as Great Britain is concerned the supplies of this type of material are comparatively limited. These cases will not be further considered here.

Where an improved solid fuel is the main consideration, the governing factors are the type and price of the available coal, and the type and price of the alternative fuel with which the improved product is to compete. For example, in many parts of the world there exist large, cheaply worked deposits of brown coal or lignite which cannot be satisfactorily used in a raw state, while at the same time there exists a demand for bituminous coal (or its equivalent) of which there is no local supply and which is therefore expensive. Such conditions do not, however, obtain in Great Britain. In other places, but again not in Great Britain, the demand is for a substitute for anthracite, and there is a considerable difference in price between the available bituminous coal, and the available anthracite. In Great Britain the main object, from a broad national point of view, is the production of a smokeless free-burning solid fuel for use in the open domestic grate, for other domestic purposes, and for the smaller industrial plants. The main advantages that accrue from the use of such a fuel are those due to the absence of smoke, namely cleaner towns, fewer fogs, less artificial lighting, less expenses for cleansing services, and less deterioration of buildings and damage to vegetation. Unfortunately for the rapid development of the industry, these advantages accrue to the whole neighbourhood, and the actual user of the smokeless fuel obtains but little benefit that is not shared by his neighbour.

A low temperature coke, if in suitable form and not containing an undue proportion of either ash or moisture, forms an excellent fuel for these purposes. It is free burning, lights easily, and gives a glowing fire, radiating more heat into a room from a domestic grate than does a coal fire. Its disadvantage is that, in common with gas coke, it is more bulky than coal. Coke of this type, suitable for domestic purposes may be expected to command a price equal to that of good quality household coal, or perhaps a little, though not much, higher.

The smaller sizes of coke can be used for industrial purposes for which small sizes of coal can be used, and the price obtainable will be much the same as that of the coal which it replaces.

In some processes the coke breeze is returned to the retort, and this may be a convenient method of disposal, especially where the caking properties of the coal used are rather high, and tend to give an unduly porous coke. It has been claimed that the blending of finely-ground low-temperature coke with certain types of coking coal, will improve the quality of metallurgical coke.

The quality and quantity of gas obtained varies enormously with the process of carbonisation. It may vary from a calorific value of over 1000 B.Th.U. per ft.^{3} (9000 calories per m^3) to under 200 B.Th.U. per ft.^{3} (1800 calories per m^3), the volume produced may vary from 2000 ft.^{3} (54 m^3), to over 50 000 ft.^{3} (1350 m^3) and the thermal yield from 17 to 70 therms (420 to 1750 tonne calories) and over. Those processes that treat the coal by external heat, in closed retorts, will, in the absence of leakage of air into the system, produce 20—30 therms (500 to 750 tonne calories) of gas per ton, depending on the coal used, at a calorific value of 1000 B.Th.U. per ft.^{3} (9000 calories per m^3). The introduction of steam into the retort will generally increase the thermal yield and reduce the calorific value. The introduction of air will have the same effect. Those processes which treat the coal by internal heating either by the combustion of a portion of the coke, or by the introduction of hot flue gases, necessarily produce comparatively large volumes of gas of low calorific value. Internal heating by superheated steam enables richer gas to be produced, but is expensive, necessitates large condensers, and produces large quantities of liquor

A gas of high calorific value can be used for town supply, diluted, if necessary, by lower calorific value gas such as water-gas It must, however, be remembered that the calorific value of the gas is not the only consideration which determines the suitability of a gas for distribution by a gas undertaking, as the burners require adjustment if the specific gravity of the gas is altered It is therefore necessary for a gas undertaking to keep the specific gravity of the gas reasonably constant, as well as to comply (in Great Britain) with the legal requirements as to calorific value. Low calorific value gas is generally considered unsuitable for supply by a gas undertaking, but may be an excellent fuel for many industrial purposes, provided it can be used without undue expense for pipe lines, etc Where the gas is distributed by a gas undertaking, it will fetch the price it would cost the undertaking if produced by other methods Where it is used for industrial purposes it will fetch a price no greater than the all-in cost of equivalent fuel of whatever suitable type may be available.

Broadly speaking, it may be said that those processes which produce a coke suitable for domestic purposes, and a gas suitable for distribution by a gas undertaking, are most suitably worked by, or in close co-operation with, a gas undertaking, as in this manner alone can the gas be disposed of to the best advantage, with the additional advantage of a local market for domestic coke, and in most cases, a selling organisation available for disposing of the coke.

The various types of processes and their present state of development will be dealt with in greater detail later, but it may be useful here to give some figures to show how the site of the works and available markets will affect the balance sheet. The prices given are roughly those which appear to be obtainable at the time of writing; they necessarily vary considerably from time to time and from place to place. The prices for the products refer to the raw products at works.

The author estimated in 1924[1] that the running costs for an *externally heated* retort, including labour, maintenance, and fuel for heating, might eventually amount to some 4 s. 0 d. per ton of coal carbonised, and that the capital charges, allowing 20 per cent for interest and depreciation might amount to a further 4s. 0d. per ton. Few ascertained figures for the costs of working, and for capital expenditure are yet available, and in any case it is likely that the figures for the first plants erected would be unduly high. No figures for these expenses are, therefore, given below, and they must be met from the "gross profit" shown. Such information as the writer has seen indicates that the figures he estimated in 1924 are being approached, even if they have not actually yet been attained, and that the costs are likely to be of the order there indicated.

It is difficult to say at present what prices will eventually rule for coal suitable for the various low temperature carbonisation processes. "Slack" coal suitable for the production of metallurgical coke is already used in coke ovens, but there are considerable quantities available of slack coal whose caking properties are too weak for this purpose, but which are eminently suitable for low temperature carbonisation for the production of a robust domestic fuel. In one case within the writer's knowledge coal of this type is being supplied at the colliery at about 9 s 6 d. a ton, and the resulting lump coke sold at 30 s. 0 d a ton In such a case there would appear to be sufficient margin to yield a profit even if there is no outlet for the gas. Such conditions may obtain in a number of cases, but would not represent average conditions where any considerable proportion of the coal now burnt in the raw state, is carbonised before use.

Example 1a. Externally heated retort worked in conjunction with a gas works, using sea-borne run-of-mine coal at 23 s per ton

Products per ton of coal.	s.	d.
12 cwt. smokeless domestic fuel at 36 s. per ton	21	7
2 cwt. coke breeze at 10 s.	1.	0
18 gals. tar at $3\frac{1}{2}$ d.	5.	3.
2 gals. crude spirit at 8 d.	1	4
32 therms gas, unpurified, at $2\frac{1}{2}$ d.	6.	8.
Total value of products	35.	10
Gross profit available for all expenses, including heating the retorts	12.	10.

[1] Lander & McKay, Low Temperature Carbonisation, London, Ernest Benn Ltd. 1924.

Example 1 b. Similar retort at pit head, with no outlet for gas except for steam raising or heating retorts. Carriage is saved on coal, but added to coke. Cost of coal 15 s.

Products per ton of coal.	s.	d.
12 cwt. smokeless domestic fuel at 25 s. per ton	15.	0.
2 cwt. coke breeze at 5 s.		6.
18 gals. tar at 3½ d.	5.	3.
2 gals. spirit at 8 d.	1.	4.
32 therms gas at ½ d.	1.	4.
Total value of products	23.	5.
Gross profit available for all expenses	8.	5.

If suitable coal slack is available cheaper than 15 s., the available profit is increased by so much. Generally speaking, with this type of plant, the more expensive the coal the more important does it become to have a really good local market for the coke and gas.

Example 2. Internally heated retort, producing large yields of low grade gas. This type is perhaps best considered as a producer with by-product recovery. Such a plant produces less coke, but a greater thermal yield of gas than example 1. It can hardly hope to get even ½ d. a therm for the gas if erected at pit head, unless some industry is situated in the immediate neighbourhood. Suitable coal might cost about 20 s. a ton

Products per ton of coal	s.	d.
8 cwt. smokeless domestic fuel at 30 s. per ton	12.	0
2 cwt. breeze at 5 s.		6.
16 gals. tar at 3½ d.	4	8.
1½ gals. spirit at 8 d.	1.	0
70 therms gas at ½ d. (for steam raising)	2	11
a. Taking gas at ½ d. a therm, total value of products	21	1
Gross profit available for expenses except heating the retorts	1	1

b. If the gas can be used for internal combustion engines, its value might be ¾ d. a therm, in which case value of the gas would be 4 s. 4 d. Gross profit 2 s. 6 d.

c. If the gas can be used for local industrial purposes where gas has special advantages, it might fetch 2½ d. a therm, in which case the value of the gas would be 14 s. 7 d. and the gross profit 12 s. 9 d.

It will be seen that a plant to which such figures apply can only be a financial success where there is a good market for the gas, though it is a type of plant on which running expenses should be lower than in example 1.

Example 3. Retort used in conjunction with steam raising plant, when the coke and gas are fired direct to boilers. In this case a cheap small coal can be used, provided it has a suitable volatile content. As the coke has approximately the same calorific value as the coal, its value per ton is that of the coal. Cost of coal 11 s. a ton.

Products per ton of coal.	s	d.
14.5 cwt. coke at 11 s. per ton	8.	0.
16.5 gals. tar at 3½ d.	4.	10.
2.5 gals. spirit at 8 d.	1.	8.
26 therms gas at ½ d.	1.	1.
Total value of products	15.	7.
Gross profit available for all expenses	4.	7.

The externally heated retort for producing lump coke for domestic purposes is probably the most expensive type to erect and work, as the individual retorts are smaller than in the case of internally heated retorts, hence a larger gross profit is likely to be required before expenses are paid. It seems hardly likely that these will pay unless the coke will fetch a price that will cover the cost of the coal used, i. e. the price of the coke per ton must average at the least some 30 per cent more than the coal, and at the same time there must be a good outlet for the gas.

The internally heated retort where, as in example 2, the heating results from the combustion of a portion of the coke in the retort, requires no extra fuel for heating, and the working expenses, as well as the capital and maintenance charges, should be less than in example 1. The examples show, however, the absolute necessity for a suitable outlet for the gas.

Where, as in example 3, the coke and gas are to be fed directly to boiler furnaces, lump coke is not required, the calorific value of the gas does not matter within wide limits, provided it is reasonably constant, and a low ash coke is of less importance than in the case of domestic coke. The technical problem is somewhat simpler, and it is possible to use a cheap grade of coal such as is used in ordinary power station practice. On the other hand, the value of the coke, therm for therm, is no greater than that of the coal, and the value of the gas, therm for therm, is little, if any, greater than that of the coal. The loss in heat value, and the cost of working, must therefore be met entirely from the value of the tar and spirit. A cheap plant, both to erect and to work, a cheap coal, and a good tar yield, are essential in a case of this kind.

In the examples taken above the tar has been valued at 3½ d. a gallon and this seems to be the sort of price obtainable to-day for bulk supplies of the crude product. It is to be hoped that further knowledge will increase this figure. When small quantities of these tars first became available they were sold for 6 d. to 1 s. per gallon, largely for special

purposes other than fuel. The market for these purposes seems already saturated, and the corresponding prices are no longer obtainable. If new uses can be found, and a market created sufficient to absorb large quantities at a higher price, the balance sheets of all processes of low temperature carbonisation will obviously benefit. The most promising line of development would appear to lie in converting a considerable proportion of the tar into light spirits by some cracking or hydrogenation process, but suitable methods of doing this are still being sought.

In the examples quoted above, the coke has been taken as fetching a price equal to that of the best household coal; at this price the demand at present exceeds the supply, but the supply available is still small. If low temperature carbonisation is to expand so as to treat any large proportion of the 40 million tons of raw coal now used per annum in Great Britain for domestic purposes, it will be necessary to create a corresponding demand for the coke. This will necessarily diminish the demand for household coal, and one result may well be that the price of suitable coal for treatment will rise. There are, however, indirect advantages in the use of smokeless fuel which have not been taken into account in the above discussion. A large proportion of the smoke produced in the towns of Great Britain is due to the domestic fires and smaller industrial plants. This smoke adds to the general expense of cleansing services, and of artificial lighting, it seems likely that it affects the health of the community, and that the soot particles by carrying acid products of combustion to buildings, etc. and holding them in contact with stone, brick and metal, add appreciably to the corrosion that takes place. No very definite figure can be given of the savings that would accrue to the community by the abolition of the smoke from domestic fires. Many estimates have been made, and it seems to the author that a figure of 10 s. a ton of coal burnt is not an excessive estimate when all the factors are considered.

Could the coke from low temperature carbonisation be sold for 10 s. a ton more than household coal, there is no doubt that many of the processes already developed could be worked at a substantial profit. Were, however, the price raised to such a figure the extra cost would fall on the few, and the benefits would be so diffused as to have no apparent value to anyone, i. e. until the use of smokeless fuel became general. Whether in these circumstances its use would ever become general is doubtful unless some form of pressure or special inducement can be brought to bear on the consumer. In any case the development of a new industry of the magnitude indicated would take a considerable time.

Full Scale Low Temperature Carbonisation Plants in Great Britain

The following notes describe the larger low temperature carbonisation plants erected in Great Britain. The plants have been classified according to type. It will be noted that many of the plants have been only

Name of Process	Parker	Midland Coal Products	
Name of Coal:	"Dalton Main"	Kirkby Top Hard	Briquettes as Charged (from Washed Slack)
Moisture (as charged)	5,1	—	11,5
Proximate Analysis (air-dried coal)			
Moisture	2,4	0,6	0,7
Volatile matter less moisture	35,8	32,5	35,1
Fixed carbon	57,2	52,0	49,8
Ash	4,6	5,3	5,1
Caking Index	10	—	
Ultimate Analysis (dry coal)			
Ash	4,75	5,91	6,07
Carbon	80,05	77,72	77,36
Hydrogen	4,95	4,91	4,16
Sulphur	1,10	0,90	1,21
Nitrogen	1,60	1,94	1,17
Difference (oxygen and errors)	7,10	8,53	9,53
Solid Product			
*Cwt. per ton	14,7	—	8,8
Volatile matter, p. ct. (air-dry)	4,2	—	2,0
Breeze through ½- in. sq. mesh, p. ct.	4,7	—	15,0
Temperature of Carbonisation, °C.	550—850	—	up to 1200
Tar			
*Yield, gallons per ton	19,1	—	24,5
Specific gravity	1,063	—	[illegible]
Up to 170° C, p. ct. by weight	1,7	—	1,1
170°—230° C	11,9	—	3,0
230°—270° C	12,9	—	[illegible]
270°—310° C	18,1	—	
270°—330° C	—	—	
270°—360° C	—	—	26,0
270°—345° C	—	—	
310°—350° C	—	—	
Pitch	48,4	—	63,2
Loss	1,0	—	0,8
Tar acids, p. ct. by volume	17,1	—	13,4
*Spirit from gas, gallons per ton	1,88	—	
Gas			
Volume of gas, cu. ft. per ton	5820*		[illegible]
Calorific value, B. Th. U. per cu. ft.	700		[illegible]
Therms	40,7*		[illegible]
CO_2	4,0	—	1,6
$C_n H_m$	4,3	—	
O_2	1,0	—	
CO	6,1		28,1
H_2	37,2	—	[illegible]
$C_n H_{2n+2}$	30,6	—	1,4
N_2	7,8	—	10,3
"n"	1,23	—	

* Calculated to dry coal

recently erected and little information is available as to the commercial results, even from those plants which have been longest at work. This is natural, as the first plants erected on any system are inevitably of an experimental nature, the best method of working has to be ascertained, and experience will indicate modifications that are desirable, either in the original plant or, at any rate, in subsequent plants. Assuming that the first plant works successfully, it is to be expected that the experience gained will enable labour and supervision charges to be

Fusion Rotary	Freeman Multiple	Crozier	Maclaurin	Fuel Research	Turner	Babcock
Welbeck Cannel	Kirkby Top Hard (Washed Slack)	Hawkhill	Virgin Seam	"Dalton Main"	Ell	"Hartley Smalls"
1,8	13,2	11,4	0,5	3,7	13,3	9,8
1,8	0,3	8,3	0,2	2,5	9,1	6,4
46,6	32,2	35,2	36,6	32,6	37,6	34,2
36,8	51,8	45,7	51,6	58,5	50,0	51,5
14,8	6,7	10,8	2,6	6,4	3,3	7,9
—	—	4	12	16	—	—
15,00	6,34	11,77	2,93	6,2	3,58	8,40
70,20	75,55	71,40	79,00	80,1	78,72	74,14
6,32	4,84	4,84	5,27	5,0	5,11	4,99
0,78	1,12	0,80	0,75	1,5	0,62	2,07
1,50	1,44	1,58	1,99	0,9	1,27	1,78
6,20	10,71	9,61	10,06	6,3	10,70	8,62
12,0	15,5	15,4	12,12	15,7	14,05	15,04
9,7	16,9	14,6	3,9	6,1	11,7	15,5
99,6	100,0	17,4	9,6	17,2	25	52,3
up to 550	488	up to 800	—	625	up to 600	600—700
51,1	21,1	(16,4) −(2,4)	17,8	17,3	22,1	16,8
—	1,057	1,028	1,035	1,050	—	1,051
—	6,9	4,1	1,1	3,4	—	0,5
—	9,5	11,7	13,9	14,7	—	5,6
—	13,9	11,9	16,0	11,1	—	13,1
—	—	—	12,8	—	—	11,1
—	—	15,7	—	—	—	—
—	29,8	—	—	—	—	—
—	—	—	—	23,4	—	—
—	—	—	20,3	—	—	25,8
—	39,3	55,9	37,5	45,8	—	40,0
—	0,6	0,7	0,4	1,6	—	0,9
—	24,5	14,3	38,5	—	—	46,6
3,8	0,85	0,80	1,5	1,5	2	2,5
2790*	1860*	7400*	30010	5390*	2765*	38700*
1,070	914	323	2,3	719	790	70
29,9*	17,0*	23,9*	69,9	38,7*	21,84*	27,09*
6,5	11,5	11,2	9,3	4,0	7,8	6,0
13,2	5,2	2,6	1,0	3,4	4,0	0,2
1,0	0,8	1,1	—	1,0	0,4	9,3
6,4	6,3	6,8	15,3	6,6	8,4	3,1
17,1	11,1	12,2	28,1	31,3	32,8	1,3
49,5	50,6	16,7	6,8	42,6	45,5	4,2
6,3	14,5	49,4	39,2	10,6	1,1	75,9
1,59	1,4 (about)	1,32	1,34	1,27	1,23	1,0

reduced as time goes on and that plants erected subsequently would be both better and cheaper than the original one In some cases the experimental plant, while consisting of one or more full size units, does not contain sufficient of such units to give the maximum economy in operation. For these reasons many of the figures for operating and capital charges that could be given at the present time would be either estimates, or would tend to be excessive. No attempt is, therefore, made here to give figures of costs.

The various plants are divided into the following main types:

1. Externally heated retorts.
2. Internally heated retorts.
3. Combined internal and external heating.

Note. Where plants have been tested by the Director of Fuel Research some particulars of the yields obtained are given in Table I. For purposes of comparison the yields have been calculated where possible to "per ton of *dry* coal". These yields, and others quoted below must only be taken as applying to the particular coal in use. The yields will necessarily vary with the coal, and in some cases with the method of working the retort. The stage of development is given below in accordance with the latest information at the time of writing (December, 1929). It is probable that further information will become available before this paper is read.

1. Externally Heated Retorts

The Parker Process (Low Temperature Carbonisation Ltd.)

This process is also known as the "Coalite" process, the solid fuel produced being sold under this name. Typical retorts are of cast iron and consist of nests of tubes 9 ft. (3 m) high, the tubes are vertical, either circular in section, tapering from $4\frac{1}{2}$ inches (11 cm) at the top, to $5\frac{1}{2}$ inches (14 cm) at the bottom, or of equivalent oval section. They are externally heated to a temperature of about 600° C, and the period of carbonisation is about 4 hours. The coal generally used is a medium caking bituminous coal in the form of washed breeze or slack. The coal remains quiescent in the retort during the whole carbonising period, at the end of which the coke is discharged to a cooling chamber, and the retort immediately recharged. The coke, from a suitable coal, forms an excellent free-burning smokeless fuel, for domestic and many industrial purposes. The gas is of high calorific value, about 750 B.Th.U. per ft.^{3} (6700 calories per m^3), and amounts to some 30 therms (750 tonne calories) per ton of coal. The tar yield per ton of coal is about $18\frac{1}{2}$ gallons (84 litres) per ton, and in addition some 2 gallons (9 litres) of light spirit are obtained from the gas.

A setting (one of two) of 32 retorts erected near Barnsley was tested by the Director of Fuel Research in July, 1924, and a report published[1]. This setting dealt with 50 tons of coal per day. Neither the metal of the retorts, nor the temperature control, was quite satisfactory, and although the plant worked well during the test it had a short life.

An improved plant consisting of 5 settings of 32 retorts each, was then erected, and started carbonising in July, 1927, and has been in full operation since July, 1928. The total throughput of this plant is 250 tons a day.

A similar plant of 5 settings erected at the Askern Collieries, near Doncaster, started work in July, 1929, and provision has been made for its extension to 10 settings, when the plant will have a throughput

of some 500 tons a day. This plant is fitted with an electrostatic precipitation plant of the Simon-Carves Ferranti type, for the recovery of the tar.

By an agreement with the South Metropolitan Gas Company a plant consisting of 5 settings is being erected at the East Greenwich Gas Works. Further plants are stated to be under erection, or to be shortly erected at other places. There has been a ready market for all the "Coalite" produced, this being sold at the time of writing, in London at 55 s. 6 d. per ton delivered.

The Illingworth Process (Illingworth Carbonisation Ltd.)

The Illingworth process uses vertical intermittently-worked retorts 12 ft. (3.7 m) high by about 14 inches (36 cm) wide, and 9 ft. 6 inches (2.9 m) long, containing a number of cast-iron conductors of *H*-section which divide up the retort and assist in conducting the heat into the charge. A special feature is the method of quenching the coke and the possibilities for pretreating the coal. After carbonisation the whole charge is dropped into a drum into which a weighed quantity of wet washed small coal has already been charged. The drum is then rotated with the combined effect of quenching the coke and drying the coal. The contents of the drum are then tipped, the larger pieces cut or broken as necessary, and the whole then screened. The coal, together with the coke breeze is then charged to the retort, while the larger coke pieces are disposed of under the name of "Ricoal". This method of working allows strongly caking coal to be blended with weakly caking coal or with coke breeze, in such proportions as may be desired for producing a satisfactory lump coke. Alternatively, a coal with unduly strong caking power may have its swelling tendency reduced by preheating and slight oxidation.

A plant with a capacity of about 10 tons a day has been working at Pontypridd, South Wales, since 1925. Large plants are just completed, or under erection, at Snowdown Colliery, Kent (capacity 100 tons a day), and Allerton Colliery near Leeds (capacity 250 tons a day). A development of this process is intended to make possible the use of "high" or "low" temperatures as desired, and a plant is being built at Pontypridd to test this improvement, which has been worked out in conjunction with the South Metropolitan Gas Co.

Fuel Research Station Retorts [2, 3]

The Fuel Research Station retorts have been developed from the simple cast-iron vertical continuously-working retorts used in the shale oil industry. In their present form they consist of vertical cast-iron retorts, externally heated, 21 ft. (6.5 m) high, 6 ft. 6 ins. (2 m) by 7 ins. (18 cm) at the top, widening to 6 ft. 10 ins. (2.1 m) by 13 ins. (33 cm) at the bottom. The earlier experiments were directed towards developing a continuously working retort, but it has been found that a semi-intermittent system is preferable. The extractor at the base of the retort

is worked for a short period, at intervals of from 1 to 2 hours, lowering the charge in the retort by a pre-determined amount; fresh coal is then immediately charged to fill the retort, and left quiescent till the next charging. The coke from the extractor falls into a coke chamber where it is left to cool until the next charging period. Steam is admitted to the coke chamber to assist in the cooling of the coke, to carry some of the heat from the coke up the retort, and to assist in sweeping out the tar vapours as these are given off.

Any type of coal can be used, provided it has sufficient caking power to produce lump coke. Coals with considerably less caking power than can be used for gas making, can be used in these retorts if charged in lump form. The retorts work best with a not too strongly caking coal charged in "nut" sizes with the fines screened out, the use of strongly caking, or small, coal reduces the throughput. The charging period, and the amount of each charge must be adjusted to the type of coal used.

A battery of 40 of these retorts has been erected at the Richmond (Surrey) Gas Works of the Gas Light & Coke Co., and is being worked by that Company. They started carbonising in February, 1929. The total capacity of the setting is about 120 tons of coal a day. The coal is passed through a single roll crusher and then passed over a $^3/_8$ in. (9.5 mm) screen, the oversize is charged direct to the retorts, and the fines are briquetted, before charging, in a Yeadon briquetting plant. The coke is sold under the name of "Gloco", at a price of 50 s. a ton delivered in London.

The present throughput, using a strongly caking gas coal, was between 2½ and 2¾ tons per retort per day, yielding some 13 cwt (6.5 quintals) of "Gloco" and 2 cwt. (1 quintal) of breeze, as well as some 48 therms of rich gas (about 700 B.Th.U. per ft.^{3} or 6230 calories per m^3) per ton of coal. The tar produced varied from 17 to 22 gallons (75 to 100 litres) per ton of coal, depending on the coal used.

There are two settings of two retorts each at the Fuel Research Station at East Greenwich. These retorts are generally similar to those at Richmond, but vary in details of design. Two of these are narrower, being only 4 and 5 inches (10 and 12½ cm) respectively, wide at the top. It has been found that with the narrower retorts, and using a suitable medium or weakly caking coal without too much fines, that throughputs up to 5 tons per retort per day can be easily obtained, but strongly caking coals are difficult to use in the narrow retorts. There was considerable difficulty with the earlier retorts from growth and distortion of the cast iron from which they were made. The Richmond retorts, and the present Greenwich retorts are made from special cast irons as recommended by the British Cast Iron Research Association, several different types being used for comparative purposes. One of the Greenwich retorts, made to the exact design and material recommended by the Research Association, has now been in steady use for over a year without any measurable distortion, and no trouble from distortion has, so far, appeared at Richmond. The Fuel Research Station

retorts are kept working to provide comparative data as to the effect of the difference in design and material, and for testing coals.

Crozier Retort (Mineral Oil Extraction Ltd.)

The Crozier retort is of the vertical cast-iron continuously working type, height 15 ft. (4.5 m), and 5 ft. (1.5 m) by 1 ft. 3 ins. (0.4 m) cross section. The distinguishing feature is the provision of inclined cross flues passing through the retort from one flat side to the other. The retort is suitable for coals which are not too strongly caking. A demonstration plant was erected at Wembley in 1924, and was tested by the Director of Fuel Research in 1927, a report has been published[4]. A throughput of 4 tons a day was attained during this tests. No further retorts on this system have as yet been erected in Great Britain.

Salermo Plant[5] (Salermo Ltd.)

The Salermo retort is a horizontal, externally heated, continuously working type. The floor of the retort consists of a number of semi-cylindrical troughs arranged across the length of the retort, and the coal, crushed to pass a 3/8 in. (9.5 mm) screen, is moved from one trough to the next by a series of paddles. The paddles in each trough are attached to, and rotate with, a shaft along the axis of the trough. The coal is thus kept moving, and turned over so as to come in contact with the hot floor of the retort. Before entering the retort proper the coal is moved, by a chain drag, along horizontal floors of mild steel plate which form the top casings of the flues carrying the heating gases from the retort to the flue An experimental plant, erected at the Fulham Gas Works of the Gas Light & Coke Co , started carbonising in September, 1927, since when it has been used for experimental purposes It is stated to have a throughput of 24 tons of non-coking coal, or 12 tons of coking coal, a day. The coke is necessarily of small size, suitable for use as boiler fuel on mechanical stokers, or for pulverising. The yields are very similar to those of other externally heated retorts. No other plants have as yet been erected in Great Britain

Plassmann Process[6] (Coal Conversion Ltd.)

The Plassmann process is intended primarily for the production of a lump domestic fuel from fine coal. The coal lies at rest in thin layers during carbonisation in annular coking chambers The outer shell of the retort carries the charging and discharging mechanism and revolves slowly, making one revolution during the carbonising period (4—6 hours) It is claimed that this method enables a strong lump fuel to be made from fine coal whose caking power is too weak to produce lump coke by other processes A plant, at Barking, for commercial operation is stated to be starting production in November, 1929, but no details are yet available.

The process was developed in Germany by the Chemisch-Technische Gesellschaft (C.T.G).

Fusion Rotary Retort (Fusion Corporation Ltd.)

The Fusion Rotary Retort consists of a horizontal cylinder of mild steel, externally heated, revolving inside a brick chamber. The retort contains loose metal "breakers", which revolve inside, the effect of which is to turn over and break up the material in the retort. The solid residue leaves the retort in a finely divided state. It is primarily intended for the recovery of liquid products from materials giving a large yield of these. A demonstration plant with a rated throughput of 5 tons a day was tested by the Director of Fuel Research in 1925, and a report published[7]. Four similar, but larger, retorts were erected some two years ago at the Welbeck Collieries, with a total capacity of about 100 tons a day, and have been carbonising a "Cannel" coal. It is understood that the plant is not now in operation owing to the low prices at present obtainable for the tar.

Freeman Multiple Retort (British Oil & Fuel Conservation Ltd.)

The retort consists of a number of cylindrical cast iron chambers placed one above the other. Each compartment contains a horizontal plate, rotated by means of a central vertical shaft passing through the retort. Ploughs fixed on the under side of the top of each chamber turn over the coal on the plates and gradually move it across to the periphery of the plate where it falls to the floor of the chamber. Similar ploughs fixed to, and rotating with, the plates move the coal back to the centre, where it falls on to the plate in the next lower chamber. The chambers are externally heated, and the volatile products are removed from each chamber as they are formed. The process is only suitable for use with weakly caking coals, and produces a small sized coke. A plant with a capacity of some 6 tons a day was tested by the Director of Fuel Research in 1925, and a report published[8]. The test showed an unusually large yield of tar for the types of coal used. The plant has now been dismantled.

2. Internally Heated Retorts

Internally heated retorts, where some of the coke is burned in the retort, are the most economical as regards thermal loss, but the gas produced is necessarily of a low calorific value, and is of the nature of producer gas. The use of hot products of combustion as the heating medium also results in the dilution of the gas. The use of superheated steam as the sole heating medium enables a rich gas to be produced, but the provision of the necessarily large quantities of steam is expensive, as is the provision of the large condenser plant required to deal with the products.

Maclaurin Process (Maclaurin Coal Products Ltd.)

The units of the Maclaurin plant are perhaps more accurately described as "producers" rather than "retorts". A unit with a capacity of some 20 tons of coal a day is 20 ft. (6.1 m) high, square in cross

sections, with a maximum width of 8 ft. 3 ins. (2.5 m) at a point 15 ft. (4.5 m) from the top, tapering to 6 ft. (1.8 m) at the top and 6 ft. 6 ins. (2.0 m) at the bottom. Air is admitted about the centre of the retort, and steam at the bottom. The coal is carbonised by the heat produced by the combustion of a portion of the coke, while the steam assists in cooling the coke at the bottom of the producer, and transferring some of the heat of the coke to the coal in the upper portions. The effect of this is that the tars are given off, in the upper and cooler portion of the producer, at temperatures corresponding to those generally used in low temperature carbonisation, but the coke then passes through a zone of higher temperature before discharge.

One of five units erected at the Dalmarnock Gas Works, Glasgow, was tested by the Director of Fuel Research in 1928, and a report published[9]. In this test the coal had a moisture content of 9.5 per cent, and the yields were 11 cwt. ($5\frac{1}{2}$ quintals) of coke, 16 gals. (73 litres) of dry tar, and 30 000 ft.^{3} (840 m^3) of gas of a calorific value of 233 B.Th.U. per ft.^{3} (2070 calories per m^3) per ton of coal as charged. About $1\frac{1}{2}$ gals. (7 litres) of light spirit per ton of coal could be scrubbed from the gas. By adjusting the air and steam supplies, the yield of gas can be increased at the expense of the coke. The coke forms a good household fuel, but is *slightly* less easy to ignite than normal low temperature coke. This plant requires a medium to weakly caking coal, which should be charged in lump form without too large a proportion of fine coal.

In comparing the yields from this type of retort with those from other types, it must be remembered that in this case the heat required for carbonisation is automatically allowed for in stating the yields, whilst with externally heated retorts, or those using hot gases from an external heater, some of the products, or fuel from other sources, must be used to provide the heat required.

A plant with a capacity of some 120 tons a day has been working at Glasgow since 1925. The average price obtained for the coke is 16 s. 9 d. a ton ex works. The lump coke is sold as "Kincole" at 28 s. 6 d. to 31 s. 8 d. at works, or 40 s. delivered in Glasgow.

Two units, with a capacity of 10 tons a day each, have been working at Nuneaton for some 18 months. The gas is there used for town's supply and is sold to the gas works (unpurified) at $2\frac{1}{2}$ d. a therm. The coal used is 'nuts' size of low caking power, and during the past year has cost about 20 s. a ton. The large coke is sold at 25 s. to 35 s. a ton delivered, and the breeze is valued at 5 s. a ton. The average price of the coke at the works is 16 s. a ton. The tar is disposed of at $3\frac{1}{2}$ d. a gallon.

Midland Coal Products Process (Midland Coal Products Ltd.)

This plant works on a similar principle to the Maclaurin plant, but differs in details. A plant consisting of four retorts with a total capacity of about 100 tons a day has been in existence at the Colwick Estates, Netherfield, Nottingham, for some years. It was erected to deal with

fine coal which was briquetted with pitch before charging to the retorts. This plant has not been operated for coke production since 1926, but has been used as a total gasification plant.

The plant was tested by the Director of Fuel Research in 1925[10] and a report published.

A plant is now working at Nuneaton.

Bussey Process (Bussey Coal Distillation Ltd.)

This plant is also similar in principle to the Maclaurin, but differs in design. Fourteen retorts, with a total capacity of 600 or 700 tons a day have been erected at Glenboig, and were lit up in July last. No details of its working are yet available. It is understood that the gas will be disposed of to the adjacent brick works, where gas-fired kilns are in use.

Babcock Plant (Babcock & Wilcox Ltd.)

The Babcock plant was described by Mr. *R. P. Sloan* in Paper J. 6 read before the Fuel Conference of the World Power Conference in London in 1928. It was also dealt with fully in a paper by Messrs. *E. H. Smythe* and *E. G. Weeks*, read at a joint meeting of the Institution of Electrical Engineers and the Institute of Fuel on 21st November, 1929. One unit of the plant was tested by the Director of Fuel Research in 1929, and a report is in the press[11]. The plant is intended for use with power station boilers, carbonising small sized coal of the type normally used for chain grate stokers. The coke and gas are fired direct to the boilers and the tar and light spirit recovered. Two retorts with a capacity of 30 tons a day each, have been working for over two years. A further retort with a capacity of 60 tons is under erection.

The coal used is dried and preheated by gas from the boiler flues before being charged to the retort proper, where it is carbonised by hot products of combustion from a separate combustion chamber. The temperature of the carbonising gas is regulated by the admission of steam. Some excess air is admitted to the combustion chamber, so that some slight combustion takes place in the retort. As at present designed the coke passes through crushers as it leaves the coke chamber below the retort, and is crushed to a size suitable for the boiler furnace. A modification of the crushers would probably result in a considerable proportion of domestic fuel being obtained, if desired. The yields of products per ton of dry coal are about 15 cwt. ($7\frac{1}{2}$ quintals) of coke, 16 gallons (70 litres) of tar, and 25—30 therms (700 tonne-calories) of low grade gas, together with some $2\frac{1}{2}$ gallons (11 litres) of light spirit scrubbed from the gas.

Turner Process (Comac Oil Co., Ltd.)

An experimental retort with a nominal capacity of 10 tons a day has been working at Coalburn, near Glasgow, for some two years. It was tested by the Director of Fuel Research in 1929, and a report is in the press[12]. The retort consists of a well lagged cast-iron cylinder 7 ft.

(2.1 m) high, by 4 ft. (1.2 m) diameter, above which is a conical portion also 7 ft. (2.1 m) high, tapering to 3 ft. (0.9 m) diameter. The carbonisation is effected by superheated steam (about 570° C) introduced at the bottom of the retort. A special feature consists of an arrangement whereby the pressure in the retort is gradually built up to about 4 lbs. per in² (0.28 kg per cm²), and then suddenly released, this happening several times a minute. It is claimed that this results in the maximum recovery of liquid hydrocarbons and the minimum production of gas and cracking of the tar.

L & N ('L & N' Coal Distillation Co., Ltd.)

The "L. & N." retort is a slightly inclined, brick-lined, revolving cylinder somewhat similar to a cement kiln. The carbonisation is effected by hot gases passing through the retort, while the revolution of the retort assists the transfer of heat from the gas to the coal. A retort with a nominal capacity of some 150 tons a day was erected at the New Lount Colliery, Leicestershire, some 18 months ago.

3. Combined Internally and Externally Heated Retort

K. S. G. (Coal Oil Extraction Ltd.)

The K. S. G. (Kohlenscheidungs-Gesellschaft) retort[13] was originally developed at the Matthias Stinnes Colliery, Karnap, near Essen. A plant with a capacity of some 75 tons a day was recently completed at the South Metropolitan Gas Company's works at East Greenwich. The retort consists of a double metal cylinder slightly inclined to the horizontal. The outer cylinder is heated externally by hot products of combustion, and is supported by an inner, cooler, cylinder. The coal is admitted at the lower end of the inner cylinder, and is made to travel up the cylinder by means of a spiral. At the upper end it passes to the outer cylinder and travels down by gravity. Superheated steam is admitted at the upper end of the cylinders, and through ports in the outer cylinder so arranged that steam enters only when the ports are covered by the coal. The retort is 72 ft (22 m) long, and 10 ft (3 m) diameter. The plant at East Greenwich has not been working long enough for any results to be quoted

Conclusions

It will be seen from the above that the plants in the most advanced stage of development consist of two main types. The externally heated, intermittently operated, vertical retort, producing lump coke and rich gas, and the larger internally heated retort which may produce a lump coke, but which produces a low grade gas. The conditions most likely to produce successful commercial results are quite different for the two types but the chances of commercial success are considerably enhanced for both types in those situations where the price obtainable for the smokeless fuel produced is greater than the cost of the raw material utilised.

The commercial possibilities of all these processes would be greatly improved if the prices obtainable for the tar and/or the coke could be increased. The best method of treating and utilising the tars has not yet been ascertained; they differ in character both from ordinary gas-works or coke-oven tars and from natural petroleums. It seems possible that the value of the tar can be increased by some method of "cracking" or "hydrogenation" to produce motor spirit, and these possibilities are being actively investigated in many quarters. The value of the coke, especially for domestic use, would be appreciably raised if it were possible to credit the coke with the savings that would result from the abolition of smoke, but there are obvious difficulties in transferring these indirect advantages to the balance sheets of the carbonisation companies.

Zusammenfassung

Jede Art der Verkokung bedeutet einen Wärmeverlust. Die Verkokung kann daher nur dort von Vorteil sein, wo der Wert der Erzeugnisse, Koks, Gas, Teer, Leichtöl und Ammoniakwasser, so gesteigert wird, daß sie einen höheren Durchschnittspreis pro Wärmeeinheit erzielen, als die ursprüngliche Kohle. In der Gasindustrie ist das Gas und in der Kokereiindustrie der Koks das Haupterzeugnis, das für bestimmte Zwecke von Wichtigkeit ist und zu einem Preis verkauft werden kann, der von den Herstellungskosten abhängt, während die Nebenerzeugnisse zu den eben erzielbaren Preisen verkauft werden und der Erlös die Herstellungskosten des Haupterzeugnisses vermindert.

Bei der Tieftemperaturverkokung gibt es kein Erzeugnis, das nicht mit einem andern konkurrieren muß, daher gibt es auch kein Haupterzeugnis, dessen Verkaufspreis nach den Herstellungskosten geregelt werden könnte.

Das hauptsächlichste Erzeugnis ist der Koks. Bei geeigneten Verfahren und geeigneter Kohle bildet er einen ausgezeichneten rauchlosen Brennstoff für Hausbrandzwecke und müßte einen Preis erzielen, der demjenigen der besten Haushaltkohle gleichkommt. Wird er für industrielle Zwecke verwendet, so wird er nur den Preis der Kohle erzielen, welche für den fraglichen Zweck geeignet ist, und der vielleicht nur ein Drittel des Preises ausmachen kann, der für die Haushaltkohle bezahlt wird. Das Gas wird, wenn es geeignet ist und für Stadtversorgung verwendet wird, den normalen Preis für gewöhnliches Kohlengas erzielen, etwa 20 bis 28 Pf. je Therm. Bei der Verwendung als Heizgas für Kesselfeuerungen in großen Kraftwerken wird nur der Preis für billige Kohle, etwa 6 Pf. je Therm, erzielt. Das Gaswasser ist in den meisten Fällen der Tieftemperaturverkokung eher ein Passivum als ein Aktivum, da die Kosten der Ammoniakgewinnung größer sind als sein Verkaufswert, und da es schwer ist, das rohe Gaswasser los zu werden, ohne Schaden anzurichten. Der Teer erzielt augenblicklich ungefähr 25 bis 30 Pf. je 4,54 l. Die verschiedenen Tieftemperatur-Verkokungsverfahren liefern verschiedene Arten von Koks und Gas, und einzelne Verfahren können nur bei besonderen Kohlensorten Verwendung finden. Der Erfolg jedes Verfahrens hängt daher von den besonderen Umständen ab, weshalb es notwendig ist, ehe man irgendwelche Schätzungen über den wirtschaftlichen Erfolg machen kann, folgende Punkte zu kennen:

1. Art der verfügbaren Kohle und ihren Preis.
2. Art der Erzeugnisse, für die am Ort eine Nachfrage besteht, sowie deren Preis.
3. Art der Anlage, welche aus der zur Verfügung stehenden Kohle geeignete Erzeugnisse liefert.
4. Anlage und Betriebskosten.

Art der Verfahren

Der Bericht behandelt den gegenwärtigen Stand dieser Anlagen, von denen einige in England bestehen, die in der Lage sind, einige hundert Tonnen Kohle und mehr je Tag zu verarbeiten. Die Angaben beruhen auf sicheren Unterlagen, wie sie zur Zeit der Niederschrift zur Verfügung standen. (Dezember 1929). Weder die Bauarten, von denen nur Versuchsanlagen mit Leistungen von 10 oder 20 t je Tag vorhanden sind, noch die Anlagen, welche im Bau oder erst im Entwurf vorhanden waren und von denen technische Einzelheiten noch nicht bekannt waren, sind in dieser Zusammenfassung berücksichtigt.

1. Allgemeine Beschaffenheit der einzelnen Bauarten

Von außen beheizte Retorten sind selbstverständlich kleiner als von innen beheizte und erfordern meistens höhere Anlage- und Betriebskosten, aber innenbeheizte Retorten ergeben minderwertiges Gas, außer wenn Dampf als Heizmittel verwendet wird, was aber teuer ist. Schwach backende Kohle muß gewöhnlich in Stückform zur Erzeugung von Stückkoks verwendet werden. In keinem Falle stehen bis jetzt verläßliche Zahlen für die Betriebskosten zur Verfügung.

2. Außenbeheizte Vertikalretorten

In allen diesen Retorten bleibt die Kohle während des ganzen oder des größten Teiles der Verkokungszeit in Ruhe. Die Abmessungen der Retorten sind klein. Diese Retortenart erzeugt bei geeigneter Kohle etwa 71 bis 76 kg festen, für Hausbrandzwecke geeigneten Brennstoff, 70 bis 100 l Teer und Gas von 625 000 bis 1 Million WE je Tonne Kohle.

Verfahren der Brennstoffversuchstation

Eine Anlage mit einer Leistung von rd. 100 t je Tag arbeitet seit Februar 1929 in den Richmond-Gaswerken. Sie eignet sich für jede Art von Kohle, mit Ausnahme schwach backender Kleinkohle. Die Verwendung von Kleinkohle vermindert den Durchsatz. Der Koks wird unter der Bezeichnung „Gloco“ verkauft.

Illingworth-Verfahren. (Illingworth Carbonisation Co. Ltd.)

Eine Anlage mit einer Leistungsfähigkeit von etwa 40 t je Tag arbeitet seit einigen Jahren. Zwei Anlagen mit einer Leistungsfähigkeit von zusammen etwa 650 t je Tag sind nahezu fertiggestellt. Das Verfahren ist besonders zum Trocknen und Mischen von gewaschener Kleinkohle eingerichtet, um eine Mischung von geeigneter Backfähigkeit zu erzeugen. Der Koks wird als „Ricoal“ verkauft.

Parker-Verfahren. (Low Temperature Carbonisation Co. Ltd.)

Eine Batterie von 32 Retorten mit einer Leistungsfähigkeit von 50 t je Tag arbeitet ununterbrochen seit Juli 1927. Mehrere Anlagen mit einer Leistungsfähigkeit von zusammen 1500 t je Tag sind jetzt im Betrieb oder im Bau. Das Verfahren ist besonders für eine mittlere backende Kleinkohle geeignet. Der Koks wird als „Coalite“ verkauft.

3. Innenbeheizte Vertikalretorten

Maclaurin-Verfahren. (Maclaurin Coal Products Ltd.)

Der hier verwendete Verkokungsraum gleicht mehr einem Generator als einer Retorte. Luft und Dampf treten am Boden ein, und die Verkokung wird durch die Verbrennungswärme eines Teiles des Kokses in der Retorte bewirkt. Die Anlage- und Betriebskosten sind niedrig, aber es wird natürlich eine große Menge minderwertiges Gas erzeugt. Das Verfahren ist nur für nicht zu stark backende Stückkohlen geeignet. Das Gasausbringen kann auf Kosten des Koksausbringens erhöht werden, indem Luft- und Dampfzufuhr entsprechend geregelt werden. Dieses Verfahren ist nur dann wirtschaftlich, wenn ein geeigneter Absatz für das Gas gefunden wird. Eine Anlage mit einer Leistung von etwa 120 t je Tag arbeitet in Glasgow seit 1925. Eine Anlage mit einer Leistungsfähigkeit von 20 t je Tag arbeitet seit etwa 18 Monaten in Nuneaton, das die einzige Stadt in England ist,

welche Gas von niedrigem Heizwert für allgemeine Verwendungszwecke liefert. Der Koks wird als „Kincole" verkauft.

Midland Coal Products-Verfahren (Midland Coal Products Ltd.)

Dieses Verfahren ist im allgemeinen ähnlich dem Maclaurin-Schwelverfahren. Es unterscheidet sich von diesem dadurch, daß man Feinkohle verwendet, welche vor dem Aufgeben mit Pech brikettiert wird. Eine Anlage in Colwick hat eine Leistung von 100 t je Tag, sie ist aber zur Zeit nicht in Betrieb, da kein geeigneter Absatz für das Gas vorhanden ist. Eine Anlage mit einer Leistung von 24 t je Tag ist in Nuneaton in Betrieb.

Bussey-Verfahren. (Bussey Coal Distillation Co. Ltd.)

Dieses Verfahren beruht auf derselben Grundlage wie das Maclaurin-Verfahren, weicht jedoch in der Bauart der Anlage von diesem ab. Eine Anlage mit einer Leistungsfähigkeit von etwa 600 t je Tag wurde im Juli 1929 in Glenboig fertiggestellt. Bis jetzt liegen keine Einzelheiten über Betriebsresultate vor.

Babcock-Anlage. (Babcock & Wilcox Ltd.)

Diese Anlagen sind zur Verwendung in Kraftstationen in Verbindung mit Dampfkesseln bestimmt. Verkokt wird Kleinkohle, wie sie für Kettenroste Verwendung findet. Koks, Gas und Teer werden direkt unter den Kesseln verfeuert. Die Anlage ist daher darauf zugeschnitten, Kleinkoks in einer für das Verfeuern unter Kesseln geeigneten Größe zu erzeugen. Sie könnte wahrscheinlich auch auf die Erzeugung einer beträchtlichen Menge von Hausbrandkoks umgestellt werden, wenn eine geeignete Kohle verwendet wird. Die Kohle wird zuerst mittels Abgas aus den Kesselfuchsen getrocknet und vorgewärmt und dann mittels heißer Verbrennungsgase und Dampf unter Zusatz von geringen Mengen Luft verkokt. Es werden etwa 760 kg Koks, 70 l Teer und 700 000 WE Gas von geringem Heizwert je Tonne trockene Kohle erzeugt. Zwei Retorten arbeiten in der Dunston-Kraftstation seit über zwei Jahren, und eine weitere Retorte mit einer Leistung von 60 t je Tag ist im Bau.

4. Drehrohrofen

L & N. (L & N Coal Distillation Ltd.)

Die Retorte ist eine leicht geneigte, mit feuerfesten Steinen ausgemauerte Drehtrommel, ähnlich dem Zementdrehrohrofen. Die Verkokung wird durch innere Beheizung mit heißen Gasen bewirkt. Ein Ofen mit einer nominellen Leistung von etwa 150 t je Tag wurde auf der New Lount Colliery, Leicestershire, vor etwa 18 Monaten erbaut.

Fusion-Drehrohrofen. (Fusion Corporation Ltd.)

Dies ist ein außenbeheizter Drehrohrofen, der innen Brecher besitzt, um das Anbacken zu verhindern. Der Ofen war ursprünglich zur Verkokung von Materialien wie Cannel-Kohle oder Ölschiefer bestimmt, welche ein hohes Ausbringen an flüssigen Schwelprodukten ergeben. Eine Anlage mit etwa 100 t Leistung je Tag ist auf den Welbeck Collieries zur Verarbeitung von Cannel-Kohle erbaut worden, sie arbeitet aber zur Zeit wegen der niedrigen Teerpreise nicht.

K.S.G.-Verfahren (Coal Oil Extraction Ltd.)

Die Anlage für dieses Verfahren besteht ebenfalls aus einer leicht geneigten, drehbaren Trommel mit innerem und äußerem zylindrischen Mantel, außenbeheizt mittels heißer Verbrennungserzeugnisse und innenbeheizt mittels überhitzten Dampfes. Ein Ofen mit einer Leistung von etwa 75 t je Tag wurde kürzlich auf den East Greenwich-Werken der South Metropolitan Gas Company fertiggestellt.

Plassmann-Retorte. (Coal Conversion Ltd.)

Die Retorte ist außenbeheizt und, während sich der äußere Mantel langsam dreht, bleibt die Kohle in dünnen Lagen ruhig liegen. Eine Anlage mit einer

nominellen Leistung von etwa 600 t je Tag ist in Barking im Bau. Die ersten Einheiten der Anlage sollen im November 1929 fertiggestellt sein.

Schlußwort

Die wirtschaftlichen Möglichkeiten aller dieser Verfahren würden sich erheblich verbessern, wenn die für den Teer und Koks erzielten Preise erhöht werden könnten. Das beste Verfahren zur Behandlung des Teers, z. B. durch „Kracken“ oder durch „Hydrierung“, ist noch nicht durchgebildet, und Forschungen in dieser Richtung sind im Gange. Der Wert des Kokses würde, wenn er allgemein für Hausbrandzwecke verwendet würde und wenn der Schaden, der durch die Verwendung von Rohkohle angerichtet wird, in Rechnung gezogen würde, höher sein als derjenige der besten Hausbrandkohle. Es bestehen aber augenscheinlich Schwierigkeiten, diese indirekten Vorteile in die Bilanzen der in Betracht kommenden Gesellschaften aufzunehmen.

List of References

[1] Report of Test by the Director of Fuel Research, on Parker Low Temperature Carbonisation Plant at Barugh, Barnsley, at the Works of Low Temperature Carbonisation Ltd. H. M. Stationery Office, 1921.

[2] Fuel Research Technical Paper No. 17. H. M. Stationery Office, 1927.

[3] Journal of the Institute of Fuel, Oct. 1929, 3, 18.

[4] Report of Test by the Director of Fuel Research, on the Crozier Retort installed by Mineral Oil Extraction, Ltd., at Wembley. H. M. Stationery Office, 1928.

[5] Journal of the Institute of Fuel, Oct. 1929, 3, 10.

[6] Plassmann, J. — Proceedings of the International Conference on Bituminous Coal, 1928, I, 338. Carnegie Institute of Technology, Pittsburg, 1928.

[7] Report of Test by the Director of Fuel Research on the "Fusion" Rotary Retort installed at the works of Electro-Bleach & By-Products Ltd., Cledford, Cheshire. H. M. Stationery Office, 1926.

[8] Report of Test by the Director of Fuel Research on the Freeman Multiple Retort of the British Oil & Fuel Conservation Ltd., Willesden. H. M. Stationery Office, 1926.

[9] Report of Test by the Director of Fuel Research on the Maclaurin Plant installed at Dalmarnock Gas Works, Glasgow. H. M. Stationery Office, 1929.

[10] Report of Test by the Director of Fuel Research on the Carbonisation Plant of Midland Coal Products Ltd., Netherfield, Nottingham. H. M. Stationery Office, 1925.

[11] Report of Test by the Director of Fuel Research on the Babcock Low Temperature Carbonisation Plant installed at the Dunston Power Station of the Newcastle-on-Tyne Electric Supply Co., Ltd. H. M. Stationery Office, 1930.

[12] Report of Test by the Director of Fuel Research on the Turner Retort installed at the works of the Comar Oil Co., Ltd., Coalburn, Lanarkshire. H. M. Stationery Office, 1930.

[13] Journal of the Institute of Fuel, Oct., 1929, 3, 2.

Japan

Low Temperature Carbonization of Japanese Coal

Naval Fuel Depot, Imperial Japanese Navy

Shozo Yamaguchi

The process by which coal is carbonized under moderate high temperature is very much disputed among investigators, especially the various technical processes, due to differences in the nature of the coals examined and in the products desired by each

The present aim in the carbonisation of Japanese coals is to prepare a combustible oil on an industrial scale as a substitute for petroleum.

According to authorities[1], whatever coal may be used in a same high temperature coke oven, the resultant tars resemble each other to a great extent, while a low temperature tar is much more closely allied to the coal from which it originated. Aside from the chemical nature of coal, the conditions under which a coal is subjected to carbonization have some influence upon the character of the tar. Moreover, other factors than those described above, which would have effect on the quantity and quality of the tar enter into the situation when large-scale operations are carried out.

It was, however, supposed that a fair idea would be gained of the operation of low temperature carbonization in commercial retorts by the application of certain factors of proportionality based on the data obtained from comparatively minor laboratory experiments, and an accurate knowledge of the thermal decomposition of the constituents of coal, with that of the ultimate and proximate analysis, would be of the greatest value to secure a good fuel oil for our purpose

The coal used in the present experiments was a bituminous non-caking coal from the Shimbara seam, Kyushu When coal of a fine state was heated in a glass retort, the evolution of gas which was regarded as occluded gas, began at 50° and the rate was suddenly increased at 150°, attained its maximum at 550°, and decreased gradually with increase of temperature An oily brown-hued substance was noticed to distill after the appearance of water, which began at 100° The temperature at which the tar shows the maximum yield being about 450°, this seems to be a critical decomposition point of the coal substance, which is marked by the quantity and quality of gas evolved, as will be seen in the analytical results shown in Figs. 1 and 2.

[1] Fuel, 5 (1926), 463.

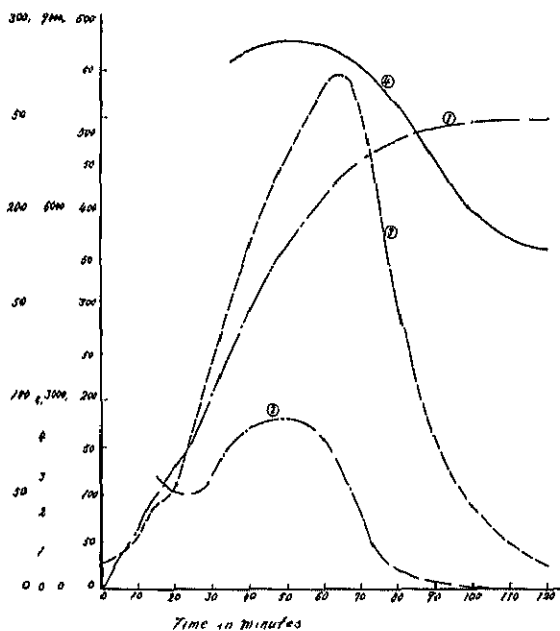



Fig. 1.

(3) Rate of evolution of gas per minutes in c. c
(4) Calorific value of gas
(2) Rate of evolution of liquid per five minutes in c. c
(1) Temperature

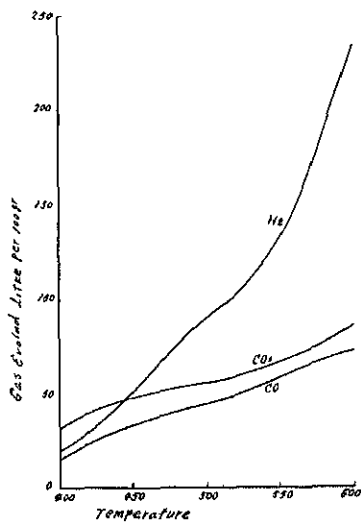



Fig. 2.

Another critical decomposition point of the coal substances seems to be 550°, which corresponds to a marked and rapid increase of the hydrogen evolved, while the rate at which CO and CO_2 are evolved is almost uniform throughout the distillation temperatures.

The first critical decomposition point of the coal substances by heating will coincide with the maximum point on the heat evolution curve measured by the method of potentiometry proposed by *R. H. McKee* and *R. T. Goodwin*[2], shown in Fig. 3.

Table 1

Shimbara Coal								
	C	H	O	N	S	Ash	C/H	Cal.
Ultimate Analysis . .	78.0	6.0	14.2	1.4	0.4	14.5	13.0	6,610
	M.	V.M.	F.C.	Ash.	Ash-free		V.M.	F.C.
Proximate Analysis .	3.3	38.4	44.2	14.1	dry basis		46.5	53.5
	SiO_2	Al_2O_3	Fe_2O_3	MnO	CaO	MgO	SO_3	Alkali oxide as K_2O
Analysis of Ash . . .	59.2	26.2	5.6	Trace	4.8	1.2	1.1	1.7

M = Moisture. V. M. = Volatile matter. F. C. = Fixed carbon.

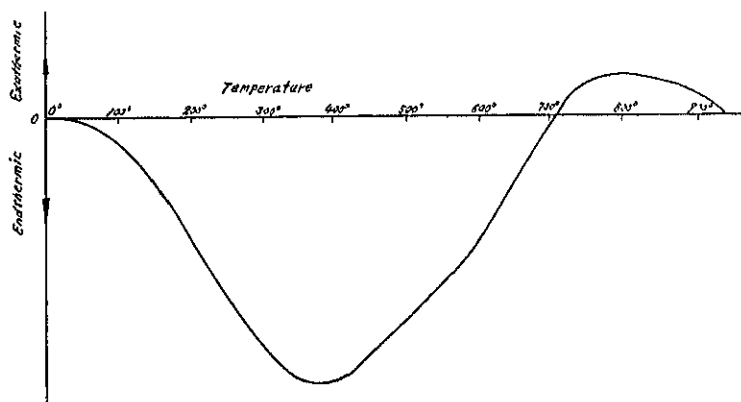



Fig. 3.

200 gm of the coal passed through a 10—20 mesh sieve, were maintained in the iron retort proposed by the Bureau of Mines[3], U. S., at progressively increasing temperatures up to 600°, and the volumes and compositions of the gases evolved were determined on the one hand, and on the other the tar distilled and the semi-coke which remained in the retort were also studied as to their chemical compositions, and the results are shown in Table 2.

[2] Journ. Ind. & Eng. Chem., 15 (1923), P. 343.
[3] U. S. Bureau Mines Bull. 210 (1922) — U. S. Bureau Mines Bull. 210 (1920)

Table 2

A. Conditions of Carbonisation

	A	B	C	D	E
Amount of coal treated (gr.)	200	200	200	200	200
Time of carbonisation (hr.)	2	2	2	2	2
Temperature of carbonisation (° C)	400	450	500	550	600
Size of coal used (mesh)	10-20	10-20	10-20	10-20	10-20

B. Yields of Carbonisation Products

	A	B	C	D	E
Semi-coke %	74.3	70.2	67.3	65.2	63.4
Tar %	11.5	13.2	13.0	12.6	12.8
Water %	9.5	10.0	10.7	11.6	13.0
Gas (by diff.) %	4.7	6.6	9.0	10.6	10.8
„ (litre/100 gr.) %	3.0	5.2	6.8	8.6	11.6
On ash-free dry basis					
Semi-coke %	73.2	68.3	64.8	62.3	60.1
Tar %	13.8	15.8	15.6	15.1	15.3
Water %	7.4	8.0	8.8	9.9	11.6
Gas %	5.6	7.9	10.8	12.7	13.0

C. Tars

	A	B	C	D	E
Specific gravity (30/4° C)	0.997	1.008	1.009	1.016	1.021
Calories (cal/kg)	9,410	9,270	9,200	9,150	9,110
Tar acid (%)	33	35	35	36	36
„ (Distillable %)	13	20	22	21	20
Ultimate Analysis					
Carbon %	77.1	78.1	79.4	80.8	82.1
Hydrogen %	9.5	9.9	10.5	10.5	10.5
Oxygen %	12.6	11.1	9.0	6.7	6.1
Nitrogen %	0.5	0.6	0.7	0.7	0.7
Sulphur %	0.3	0.3	0.3	0.3	0.3
H/C (mol. ratio)	1.50	1.55	1.58	1.50	1.46
Fractions of Tars					
First drop–170° C %	3.8	1.6	1.7	1.3	1.3
170–270° C %	21.9	26.3	28.3	26.9	27.3
270–350° C %	31.7	26.9	24.4	24.7	23.7
Pitch and Loss %	42.6	45.2	45.4	47.1	47.7

D. Gases

	A	B	C	D	E
$CH_4 + C_2H_6$ %	41.6	48.1	39.3	38.8	36.1
C_nH_{2n} %	12.3	13.7	15.0	11.9	13.9
H_2 %	6.5	9.8	13.2	15.3	21.2
CO %	5.5	6.8	6.6	6.8	6.7
CO_2 %	10.8	9.1	8.3	7.6	7.8
O_2 %	5.8	3.6	2.9	1.3	4.5
N_2 %	17.5	8.6	11.7	12.3	9.8
Calories (cal/m³)	6,960	7,860	7,020	7,140	6,690

E. Semi-coke

Ultimate Analysis	A	B	C	D	E
Carbon %	83.2	85.8	89.2	90.8	92.0
Hydrogen %	4.7	4.3	3.9	3.1	3.1
Oxygen %	10.1	7.8	4.8	3.7	3.0
Nitrogen %	1.6	1.7	1.7	1.7	1.5
Sulphur %	0.1	0.4	0.4	0.4	0.4
C/H	17.7	20.0	22.9	26.7	29.6
Calories (cal/kg)	6,400	6,410	6,450	6,480	6,400
Proximate Analysis					
Moisture %	2.0	2.8	3.1	3.3	3.9
Volatile matter %	17.2	13.6	11.2	8.4	7.5
Fixed carbon %	63.5	65.6	66.9	69.1	68.6
Ash %	17.3	18.0	18.8	19.2	20.0
On ash-free dry basis					
Volatile matter %	21.3	17.2	14.3	10.8	9.9
Fixed carbon %	78.7	82.8	85.7	89.2	90.1

F. Distribution of Elements

a. Carbon	A	B	C	D	E
Semi-coke %	81	75	73	72	71
Tar %	10	16	16	16	16
Gas %	9	9	11	12	13
b. Hydrogen					
Semi-coke %	57	19	12	35	31
Tar %	22	26	27	26	27
Water %	14	15	16	18	21
Gas %	7	10	15	21	21

G. Distribution of Volatile Matter

		A	B	C	D	E
Semi-coke	Volatile matter %	33	25	20	14	13
	Fixed carbon %	9	7	4	4	1
Tar %		30	31	31	33	33
Water %		16	17	19	21	25
Gas %		12	17	23	28	28

The experimental results indicate that the yield of tar is rich at 450°, and the quality is also very superior in high calorific value, low specific gravity, and in the content of carbon and hydrogen, and the fraction which boils to 350°, forms about 55% of the total tar yield.

The optimum temperature at which Shimbara coal can be carbonized for the preparation of fuel was, thus, concluded to be 450°—500°, and the analytical results of the semi-coke and gas produced are in favour of this view.

In extending the process of the carbonization of coal on a small scale to a technical one, the writer hoped to acquire some knowledge concerning the action of the hot surface of coal or coke on the tar produced by carbonization, since the influence of the conditions of carbonization on a large scale on the nature of tar can almost wholly be attributed to the action of heat upon the tar vapour in presence of catalysing substances such as coke.

The writer, therefore, has designed a special retort, shown in Fig. 4 to learn the additional factors which would enter into the situation when large-scale operations are carried out.

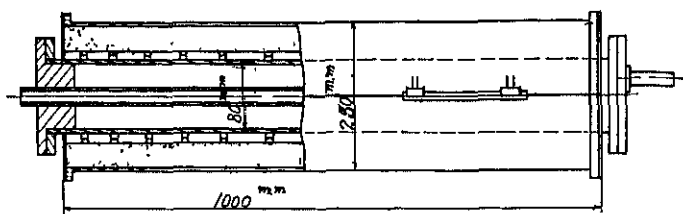



Fig. 4.

The retort is fashioned from an iron tube 1 m long and 7.5 cm inner diameter In retorting, the retort was kept in a vertical or horizontal position to watch the heat effect on the carbonization, 2 kg of coal crushed to a certain size, were heated externally by means of electric resistance, and the temperature of the carbonized coal was measured by the thermo-couple inserted into the interior of the retort. the gas and tar produced were driven from one end of the retort into the reservoirs connected by means of the gas offtake.

The temperatures of the retort, with or without coal are shown in Fig 5 as a function of time of heating, and about 4 hours are required for the centre of the retort to reach 550°, the most favourable temperature for carbonization.

Table 3 shows the conditions under which the coal is carbonized and the yield of tar, gas and semi-coke Fig 5 shows the rate of gas evolution and tar yield as a function of the duration-time of carbonization, and the fractionation of the tar, proximate analysis of the semi-coke, and the composition of the gas, are shown in Table 3

As will be seen in the accompanying table, the maximum temperature for the carbonization of the coal in this retort was not allowed to exceed 550°C in order to get a maximum yield of tar of good quality, and under this favorable condition the yield was found to be 13% for tar, 7.4% for gas and 69% for semi-coke

When the retort was maintained in the vertical position, the heat transfer was quite different from that in the horizontal, as will be seen in Fig. 5, accordingly the rate of the evolution of gas and tar as will be seen from the curves 1 and 2 Fig. 5, is not the same entirely as in

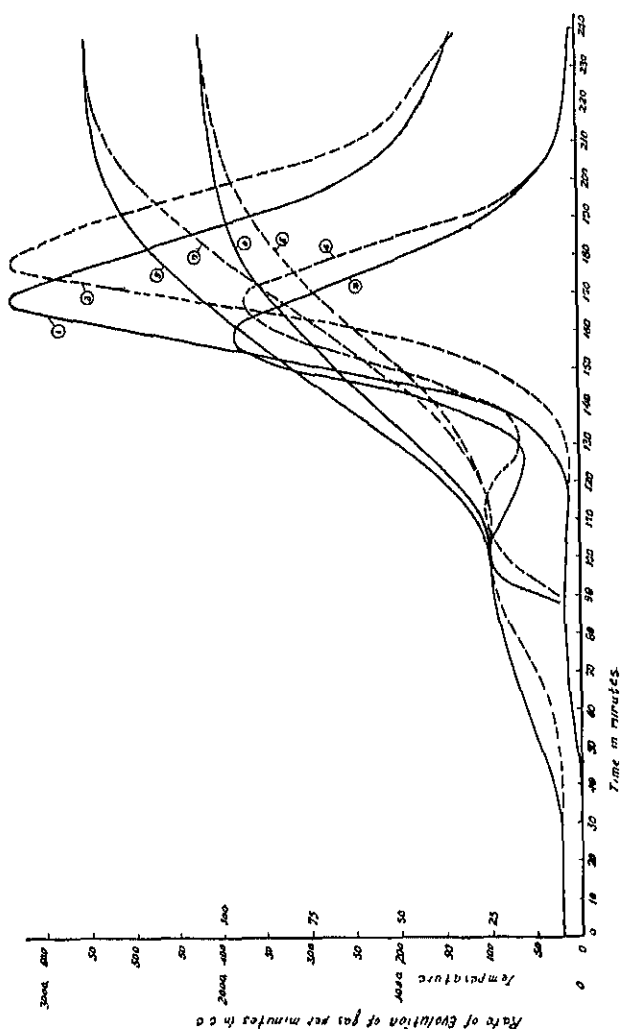



Fig 5

the horizontal position. The optimum temperature for the carbonization of the coal, being higher than in the former experiment, was found to be 600° C, and the yield was 13 % for tar, 9 % for gas and 66,6 % for semi-coke in the vertical retort.

The tar obtained by carbonization of the coal in the horizontal retort heated at 550° is similar in every respect with that prepared by carbonization at 600° in the vertical retort. The analytical results of the gases and semi-cokes from both retorts show a slight difference in properties, which should be attributed to the cracking of tar vapour by contact with heated catalysts such as semi-coke, and the fact that the high content of hydrogen and the unsaturated hydrocarbons in the gas evolved from

Table 3

Type of retort used	A Horizontal	B Horizontal	C Horizontal	D Vertical	E Vertical
A. Conditions of Carbonisation					
Amount of coal treated (kg)	2	2	1	2	2
Time of carbonisation (hr)	4	4	4	4	4
Temperature of carbonisation (° C)	550	600	550	550	600
Size of coal used (mesh)	2-5	2-5	2-5	2-5	2-5
B. Yields of Products	A	B	C	D	E
Semi-coke %	69.2	66.9	72.4	69.5	66.6
Tar %	13.0	13.1	10.6	12.2	13.0
Water %	10.4	10.8	10.1	10.8	11.3
Gas (by diff.) %	7.4	9.2	6.9	7.5	9.1
Gas (litre/kg)	79.2	107.8	69.5	80.9	108.8
C. Tars	A	B	C	D	E
Specific gravity (30°/4° C)	1.001	1.007	0.991	0.992	1.003
Viscosity (Redwood No. 1 at 30° C) sec.	890	565	245	340	432
Calories (cal/kg)	9,400	9,300	9,270	9,420	9,360
Asphalten %	24.5	27.4	22.7	20.8	22.0
Tar acid % (Distillable)	16.9	16.4	17.6	17.2	16.7
Ultimate Analysis					
Carbon %	82.7	83.3	81.9	82.5	82.5
Hydrogen %	9.4	9.3	9.5	9.2	9.2
Oxygen	6.9	6.5	7.7	7.6	7.6
Nitrogen %	0.7	0.7	0.7	0.4	0.4
Sulphur %	0.3	0.2	0.2	0.3	0.3
H/C (mol. ratio)	1.31	1.34	1.39	1.34	1.34
Fraction of Tars					
First drop-175° C %	1.7	1.4	1.6	1.5	1.9
175—250° C %	21.2	19.9	26.3	20.8	20.1
Above 250° C %	77.1	78.7	72.1	77.7	78.0
D. Gases	A	B	C	D	E
$CH_4 + C_2H_6$ %	40.2	38.1	28.3	33.6	30.7
C_nH_{2n} %	16.7	16.0	20.2	26.4	24.7
H_2 %	12.2	16.6	7.8	11.9	16.9
CO %	5.7	5.6	1.5	2.4	4.6
CO_2 %	8.2	7.5	5.1	8.9	7.8
O_2 %	3.7	3.1	8.1	4.1	3.6
N_2 %	13.3	12.8	28.1	12.1	11.7
Calories (cal/m³)	7,900	7,800	8,600	8,500	8,000
E. Semi-cokes					
Ultimate Analysis	A	B	C	D	E
Carbon %	88.7	91.1	85.1	89.3	91.6
Hydrogen %	3.5	2.9	3.7	3.3	2.7
Oxygen %	5.9	4.1	9.3	5.5	3.6
Nitrogen %	1.5	1.5	1.6	1.5	1.6
Sulphur %	0.4	0.4	0.3	0.4	0.5
C/H	25.5	31.9	23.0	27.0	33.9
Calories (cal/kg)	6,630	6,670	6,480	6,680	6,680

Continuation of Table 3

Type of retort used	A Horizontal	B Horizontal	C Horizontal	D Vertical	E Vertical
Proximate Analysis					
Moisture %	2.1	2.0	1.9	2.2	2.0
Volatile matter %	11.9	9.3	15.4	12.6	9.7
Fixed carbon %	69.9	71.9	67.6	69.1	70.4
Ash %	16.1	16.8	15.1	16.1	17.0
On ash-free dry basis					
Volatile matter %	14.8	11.5	18.6	15.4	12.1
Fixed carbon %	85.2	88.5	81.4	84.6	87.9

the vertical retort will harmonize with the low-content of asphalten in the vertical retort tar due to its thermal decomposition.

Thyssen retort

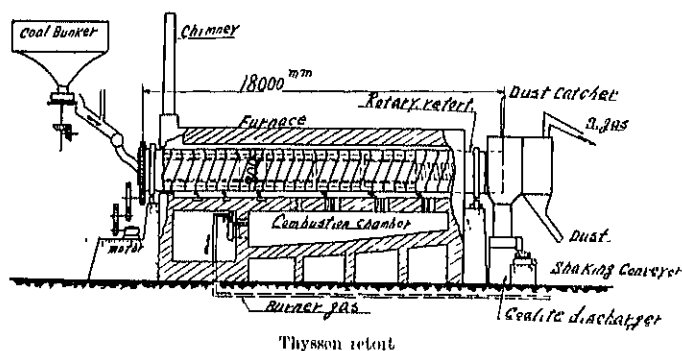



Fig. 6

With the horizontal retort heated at the optimum temperature of 550°, 4 hours were required for the carbonization of the coal resulting in a good tar, and semi-coke of satisfactory coherency

When, however, the operation of the retort with the same quantity of coal, and at the same temperature (550°), was carried out for 2, 5 and 8 hours respectively, the yield of tar was small in each case as shown in Table 4

The fact that the tars show a light density and contain much of the low-boiling fraction, indicates that the decomposition of the tar takes place during the carbonization. in the quickheating the decomposition of the tar generated occurs owing to lack of even heating of the coal, and the slow rate of heating of the coal will exert a similar effect on the tar to crack in some degree owing to the poor heat conductivity of coal

The coal is, therefore, carbonized in presence of steam to prevent this unevenness of heating coal and the quality of the tar and the gas was reported to be improved to some extent by using steam.

Table 4

Type of retort used	A Horizontal	B Horizontal	C Horizontal	D Horizontal	E Horizontal
A. Conditions of Carbonisation					
Amount of coal treated (kg)	2	2	2	2	2
Time of carbonisation (hr)	2	5	2.5	4	8
Temperature of carbonisation (° C)	550	550	550	550	550
Size of coal used (mesh)	2-5	2-5	2-5	2-5	2-5
B. Yields of Products	A	B	C	D	E
Semi-coke %	68.9	71.8	68.5	69.2	72.7
Tar %	12.7	10.5	13.1	13.0	9.8
Water %	10.6	10.4	10.6	10.1	10.4
Gas %	7.8	7.3	7.8	7.4	7.1
Gas (litre/kg)	81.4	74.8	85.0	79.2	73.2
C. Tars	A	B	C	D	E
Specific gravity (30 /4° C)	1.006	0.980	1.018	1.001	0.950
Viscosity (Redwood No. I at 30° C) sec.	533	131	652	400	105
Calories (cal/kg)	9,370	9,410	9,420	9,150	9,460
Asphalten %	26.5	18.9	29.0	24.5	13.2
Ultimate Analysis					
Carbon %	82.3	82.7	82.5	82.7	82.7
Hydrogen %	8.9	9.5	9.0	9.4	9.5
Oxygen %	8.0	7.2	7.6	6.9	7.1
Nitrogen %	0.6	0.4	0.7	0.7	0.5
Sulphur %	0.2	0.2	0.2	0.3	0.2
H/C (mol ratio)	1.29	1.38	1.31	1.37	1.38
Fraction of Tars					
First drop 175° C %	2.6	3.8	2.1	1.7	4.0
175–250° C %	22.9	25.2	20.9	21.2	26.7
Above 250° C %	71.5	71.0	77.0	77.1	69.3
D. Gases	A	B	C	D	E
$CH_4 + C_2H_6$ %	29.3	30.4	36.8	10.2	40.0
C_nH_{2n} %	27.3	24.1	16.9	16.7	18.5
H_2 %	11.9	15.2	16.4	12.2	10.8
CO %	4.4	4.2	5.7	5.7	4.0
CO_2 %	8.1	8.1	8.3	8.2	8.3
O_2 %	3.5	4.0	3.5	3.7	4.1
N_2 %	12.5	11.0	12.4	13.3	11.3
Calories (cal/m³)	8,100	8,100	7,900	8,100	8,200
E. Semi-cokes					
Ultimate Analysis	A	B	C	D	E
Carbon %	89.8	88.5	90.2	88.7	88.4
Hydrogen %	3.9	3.8	3.3	3.5	3.7
Oxygen %	4.5	5.9	4.8	5.9	5.9
Nitrogen %	1.4	1.4	1.3	1.5	1.6
Sulphur %	0.4	0.4	0.4	0.4	0.4
C/H	23.0	23.3	27.3	25.3	24.0
Calories (cal/kg)	6,730	6,630	6,570	6,630	6,610

Continuation of Table 4

Type of retort used	A Horizontal	B Horizontal	C Horizontal	D Horizontal	E Horizontal
Proximate Analysis					
Moisture %	3.2	2.5	2.3	2.1	2.0
Volatile matter %	11.6	13.4	10.8	11.9	14.1
Fixed carbon %	68.8	68.7	70.3	69.9	66.4
Ash %	16.4	15.4	16.6	16.1	15.5
On ash-free dry basis					
Volatile matter %	14.1	16.3	13.1	11.8	17.1
Fixed carbon %	85.6	83.7	86.9	85.2	82.9

A *Thyssen* retort, which belongs to the type of externally heated rotary kilns, was employed in the carbonization of the coal at a low temperature in a technical process. It consists of a steel cylinder 16 m long and 2 m in diameter, mounted horizontally upon rollers at the ends. The crushed coal introduced into one end of the retort is transported through the kiln by the rotation of the retort and also by means of the guide plate.

The retort is surrounded by a fire-brick flue, containing a combustion chamber from which the hot gas was produced and circulated around the rotating cylinder.

The thermal gradient at the various points in the retort, which resulted on heating it when empty, or with coal to keep the inside of the retort at 550°, is shown in Fig. 7.

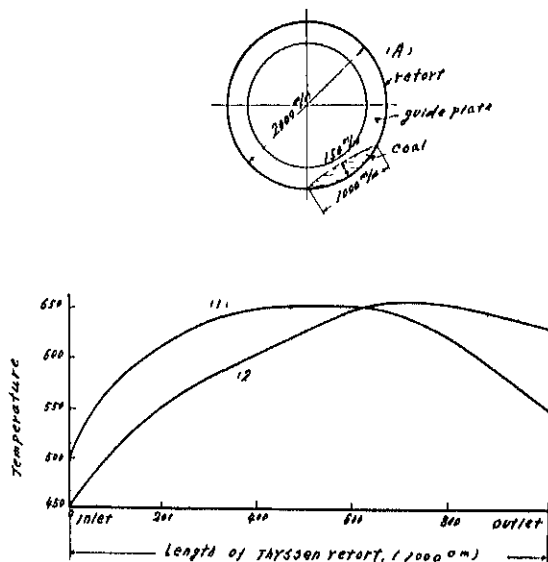



Fig. 7.

The charge requires about $1\frac{1}{2}$ hours to pass through the retort when the speed of revolution is approximately once in 2.5 minutes, and the daily capacity is about 50 tons.

The coal was carbonized in the retort under the conditions above mentioned and yielded 12 % of tar, 70 % of semi-coke and gas evolved at a rate of 62 cub. m. per ton. The physical constants and the calorific value of the tar are shown in the Table 5 with the fractions, and these fractions boil to 270° and 270°—350° composed of 33 % and 32,3 % in weight respectively, and these experimental results agree fairly well with those of the tar obtained in the horizontal retort of the laboratory scale.

The analytical results of the gas and semi-coke indicate that they are profitable for economical uses.

The same coal was subjected to low temperature carbonization in the *Davidson* vertical retort in which one set was composed of four narrow cast-iron vertical retorts of 800 cm high, shown in Fig 8.

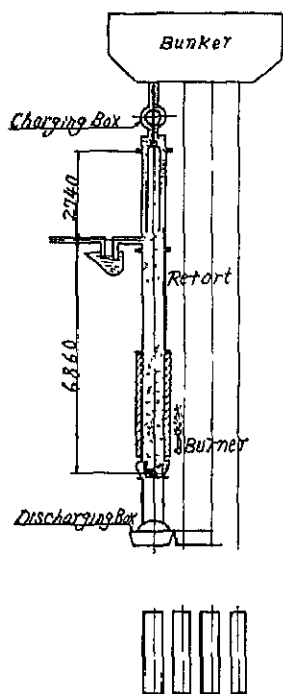



Fig. 8. Davidson retort.

The crushed coal was charged from hoppers at the top of the retort and carbonized in the distillation chamber heated externally with gas burners, two cast-iron plates are suspended within the chamber in a parallel position, so that the charge moves smoothly to the bottom

Table 5

A. Conditions of Carbonisation

	A	B
Retort	Thyssen	Davidson
Temperature (Outside of retort) °C	650	700
Amount of coal treated (kg/Day)	46,000	10,400
Time of carbonisation (hr.)	1.5	32
Pressure in retort	Ordinary	Ordinary
Size of Coal (c. m.)	5	5

B. Yields of Products

	A	B
Semi-coke %	70.0	65.0
Tar %	12.0	8.2
Gas (m^3/ton)	62	164

C. Tars

	A	B
Specific gravity (30°/4° C)	1.026	0.976
Flashing point (Abel-Pensky) °C	58	53
Viscosity (Redwood No. 1 at 30° C) sec.	529	64
Calories (cal/kg)	9,140	9,270
Fraction of Tars		
First drop—170° C %	5.4	2.0
170—270° C %	28.2	41.8
270—350° C %	32.3	29.6
Pitch and Loss %	34.0	26.6

D. Gases

	A	B
$CH_4 + C_2H_6$ %	38.3	34.9
C_nH_{2n} %	20.0	6.0
H_2 %	4.3	32.0
CO %	4.7	7.9
CO_2 %	9.0	6.9
O_2 %	2.5	2.4
N_2 %	21.2	10.2
Calories (cal/m^3)	8,260	6,300

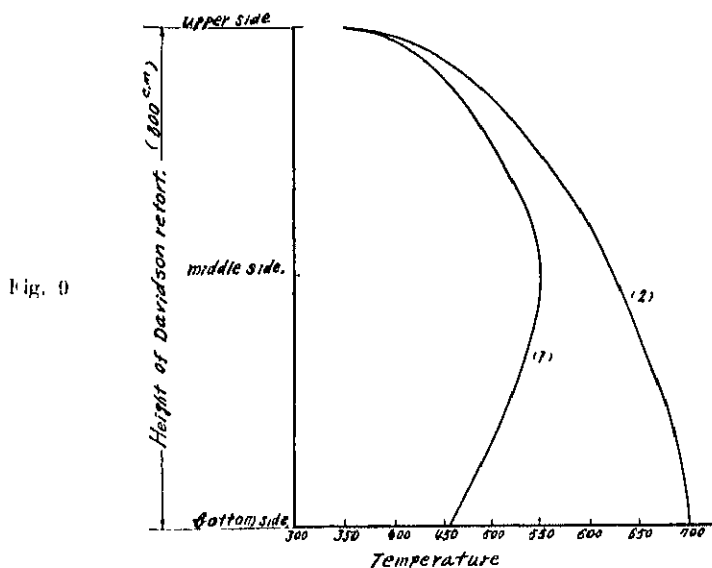
E. Semi-cokes

Ultimate Analysis	A	B
Carbon %	84.0	93.6
Hydrogen %	4.1	3.4
Oxygen %	10.6	1.4
Nitrogen %	0.9	1.4
Sulphur %	0.4	0.5
Proximate Analysis		
Moisture %	2.3	3.7
Volatile matter %	17.7	9.2
Fixed carbon %	57.5	65.0
Ash %	22.5	22.4

during coking, the gas and tar formed find a bypass through the heated layers of coal, and were withdrawn at the top through pipes which were connected with a hydraulic main.

After carbonization, the coke which was sustained on a comb fixed to the bottom of the retort was dropped into the cooling chamber by means of a toothed wheel.

Where temperature of the distillation chamber was kept at about 550°, the distribution of temperature outside the retort, both with or without coal, is shown in Fig. 9.

Fig. 9

When the coal was carbonized in this retort, under the conditions of heating above mentioned with a carbonizing period of about 21 hours, the yield of tar and semi-coke is 8.2% and 65% respectively, with a gas evolution of 164 cub. m. per ton. The tar thus obtained was composed of 2% of the fraction which boils to 170°, 11.8% of the fraction boils at 170°–270°, and 29.6% of the fraction boils at 270°–350°, and they are superior as fuel in every respect to those from *Thyssen's* tar. The semi-coke containing 9.2% volatile matter and 65% fixed carbon, is also valuable for a smokeless fuel.

The Naval Fuel Depot conducted a series of experiments to obtain a liquid fuel from a bituminous coal from the Fushun Banka seam, and three Korean brown coals from the seams of Seikirei, Kwanei and Inpyo, by carbonization in the *Thyssen* horizontal retort and the *Davidson* vertical one.

The composition of these coals was determined on the one hand, and on the other, the behaviour of the coal substances toward heat was studied, and the results are shown in Table 6 and Fig. 10.

Table 6

Coals

	C	H	O	N	S	Ash	C/H	Cal.
a. Ultimate Analysis								
Bituminous Fushun coal (Banka) . . .	85.4	6.8	6.2	1.2	0.4	8.5	12.7	7,200
Seikirei . } brown coal	78.2	5.3	14.8	0.6	1.1	16.9	14.8	5,310
Kwainei . } brown coal	78.2	6.2	13.9	1.1	0.5	21.3	12.6	5,400
Inpyo . } brown coal	66.7	4.8	24.4	0.9	3.2	17.7	13.9	5,140
b. Proximate Analysis								
	M	VM	FC	Ash	Ash-free dry basis		VM	FC
Fushun.	6.7	40.8	45.0	7.5			47.9	52.1
Seikirei.	11.1	42.9	30.8	15.0			58.2	41.8
Kwainei	12.3	34.3	35.8	17.6			48.9	51.1
Inpyo	22.1	43.5	21.0	13.4			67.4	32.6
c. Analysis of Ashes								
	SiO_2	Al_2O_3	Fe_2O_3	MnO	CaO	MgO	SO_3	Alkali oxides as K_2O
Fushun.	65.3	19.4	8.7	0.5	2.4	1.4	2.0	0.3
Seikirei.	53.5	22.6	8.1	0.1	9.5	1.1	4.6	0.5
Kwainei	59.6	23.4	3.3	0.3	9.0	0.7	2.8	0.9
Inpyo	34.6	21.7	4.6	0.1	16.6	3.0	18.7	0.7

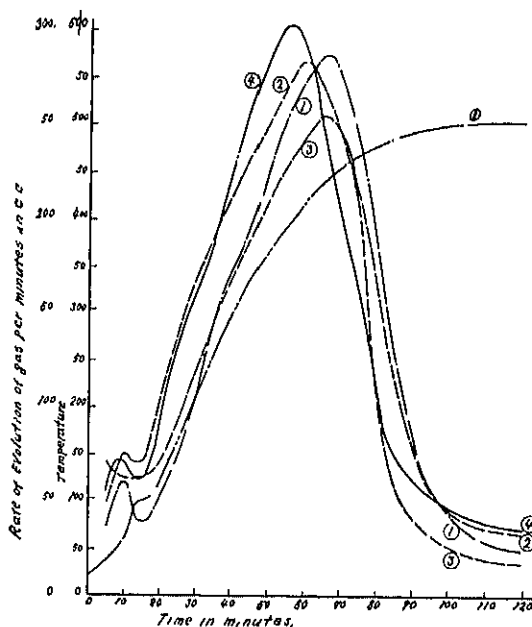



Fig. 10.

1 Fushun 2 Seikirei 3 Kwaine 4 Inpyo 5 Rate of Temperature Rise of these Coals

Table 7

	A Fushun	B Seikirei	C Kwainei	D Inpyo
A. Yields of Products				
Semi-coke %	66.0	53.2	60.3	46.3
Tar %	12.6	12.4	8.3	3.4
Water %	12.3	22.1	22.9	35.4
Gas (by diff.) %	9.1	12.3	8.5	14.9
Gas (litre/100 g)	7.9	7.8	6.3	8.4
On ash-free dry basis				
Semi-coke %	68.2	52.3	61.7	52.6
Tar %	14.7	16.5	11.6	5.1
Water %	6.5	14.7	14.8	19.9
Gas (by diff.) %	10.6	16.5	11.9	22.4
B. Tars	A	B	C	D
Specific gravity (30°/4° C)	1.006	0.971	0.980	0.999
Calories (cal/kg)	9,320	9,730	9,560	9,250
Carbon %	82.2	82.3	82.9	80.6
Hydrogen %	9.1	10.1	9.7	9.2
Oxygen %	8.0	6.7	6.5	7.4
Nitrogen %	0.5	0.4	0.6	0.6
Sulphur %	0.2	0.5	0.3	2.2
C. Gases	A	B	C	D
$CH_4 + C_2H_6$	21.8	27.3	31.7	11.6
C_nH_{2n} %	30.2	16.1	14.8	7.0
H_2 %	8.8	9.6	8.8	10.5
CO %	3.8	5.1	6.1	6.1
$CO_2 + SO_2 + SH_2$ %	22.7	25.6	18.0	11.3
O_2 %	2.5	5.1	5.3	4.7
N_2 %	10.2	11.2	15.3	15.8
Calories (cal/m³)	6,770	6,520	6,610	3,360
D. Semi-cokes				
Ultimate Analysis	A	B	C	D
Carbon %	86.9	85.1	85.5	85.1
Hydrogen %	4.2	3.6	3.5	3.3
Oxygen %	7.0	8.9	9.0	7.7
Nitrogen %	1.5	1.2	1.6	1.3
Sulphur %	0.4	1.2	0.4	2.6
C/H	20.7	23.7	24.4	23.3
Calories (cal/kg)	7,070	5,750	5,720	5,810
Proximate Analysis				
Moisture %	2.1	3.5	3.3	5.6
Volatile matter %	12.1	15.0	13.3	17.9
Fixed carbon %	74.7	57.8	58.4	56.0
Ash %	11.1	23.7	25.0	20.5
On ash-free dry basis				
Volatile matter %	13.9	20.6	18.6	24.2
Fixed carbon %	86.1	79.4	81.4	75.8

The gas evolution curve of various coals in a low temperature carbonization, which was measured as a function of time, is similar on the whole to that of the bituminous coal. The optimum conditions for the carbonization of these coals, which are shown in Table 7, are deduced from the experimental results obtained by the carbonization of these coals in the Bureau of Mines retort, heating continously to 400°, 500° and 600°.

The tar from the Fushun bituminous coal is alike in every respect to that from Shimbara coal, while the tars from the brown coals differ in physical and chemical properties from the bituminous coal tar

As may be seen from the experimental data of the carbonization of brown coals in the *Thyssen* and *Davidson* retorts which are shown in Table 8 with some analytical results of the products, tar of a proper quality as fuel will be obtained by carbonizing in the *Thyssen* horizontal retort with a fair yield, these being 5.6% of tar in Seikirei coal and 4.3% of in Kainei coal.

The decrease in the yield of oils from the brown coals in carbonization on an industrial scale is complementary to the high gas yield due to the comparatively unstable nature of the primary tar from the young coal which is rich in oxygen content, and apt to decompose into gaseous substances and various liquid ones by contact with the hot surface of the retort.

Accordingly brown coals when compared with bituminous coals were noticed to yield a tar of low viscosity, and gas of low calorific value, due to the higher oxygen-content.

In conclusion, the writer wishes to express his sincere thanks to Rear Admiral *S. Kishimoto*, Director of the Imperial Naval Fuel Depot, who gave him permission to publish this paper, to Engineer-Captain Viscount *M. Kawase*, Chief of the Scientific Research and Experimental Branch, for his kindness in enabling him to take part in this work, and also to Professor *S. Komatsu* of the Kyoto Imperial University, whose advice and encouragement have been invaluable.

Table 8

A. Conditions of Carbonisation

	A	B	C	D	E
Type of retort used . .	Thyssen	Thyssen	Thyssen	Davidson	Davidson
Name of coal	Seikirei	Kwanei	Inpyo	Fushun	Kwanei
Amount of coal treated (ton/day) . . .	23.8	25.0	19.7	11.2	8.0
Time of carbonisation (hr.)	1.5	1.5	1.5	32	42
Temperature of carbonisation (at the outside of retort).	680°C	680°C	680°C	700°C	700°C
Inner pressure of retort	ordinary	pressure	do.	do.	do.
Size of coal	Below 5 cm in dia.		do.	do.	do.

Continuation of Table 8

B. Yields of Products

	A	B	C	D	E
Semi-coke %	68.0	70.8	57.5	62.0	66.8
Tar %	5.6	4.3	2.4	9.1	2.3
Gas (m^3/ton)	74	72	117	173	108

C. Tars

	A	B	C	D	E
Specific gravity (30 °/4 °C)	0.988	1.020	1.000	0.981	0.936
Flashing point (Abel-Pensky) °C	34	57	43	64	50
Viscosity (Redwood No. 1 at 30°C) sec.	80	331	80	102	46
Calories (cal/kg)	7,170	9,150	9,280	9,760	9,860
Asphalten %	14.9	22.3	20.8	9.5	0.7
Ultimate Analysis					
Carbon %	80.3	81.3	81.0	85.5	84.8
Hydrogen %	9.0	8.5	8.1	9.3	10.1
Oxygen %	9.6	9.2	7.6	4.5	5.2
Nitrogen %	0.6	0.7	0.6	0.5	0.5
Sulphur %	0.5	0.3	2.7	0.2	0.4
Fraction of Tars					
First drop—170°C%	9.6	4.0	7.5	2.4	6.1
170—270°C%	32.6	29.0	42.1	30.5	39.9
270—350°C%	29.1	32.1	23.1	27.3	26.9
Pitch and Loss %	28.8	35.0	27.3	39.8	27.1

D. Gases

	A	B	C	D	E
$CH_4 + C_2H_6$ %	17.4	18.4	13.8	23.3	24.5
C_nH_{2n} %	21.1	19.7	11.4	6.1	4.3
H_2 %	6.0	6.5	9.2	30.1	27.5
CO %	6.2	5.7	5.5	7.2	7.3
$CO_2 + SO_2$ %	29.8	19.2	37.5	10.8	14.1
O_2 %	3.2	4.2	3.6	3.9	2.4
N_2 %	16.3	26.3	19.0	18.6	19.9
Calories (cal/m^3)	6,000	6,150	4,350	5,550	4,500

E. Semi-cokes

a. Ultimate Analysis	A	B	C	D	E
Carbon %	74.7	76.6	78.7	93.8	87.8
Hydrogen %	5.6	4.8	4.4	3.0	3.3
Oxygen %	17.0	16.6	13.0	1.4	7.1
Nitrogen %	1.6	0.7	2.6	1.1	1.3
Sulphur %	1.1	1.3	1.3	0.4	0.5
Calories (cal/kg)	5,200	5,470	5,250	7,220	5,590
b. Proximate Analysis					
Moisture %	2.3	3.2	2.3	1.2	4.2
Volatile matter %	27.5	22.5	22.3	9.2	13.5
Fixed carbon %	46.6	48.6	51.3	71.3	54.5
Ash %	23.6	25.7	21.8	15.3	27.8

Zusammenfassung

Der Hauptzweck, weshalb man die Kohlen einem Tieftemperaturverkokungs-verfahren unterzieht, ist entweder die Erzeugung von Tieftemperaturteer, der zur Herstellung von Heizol verwendet wird, oder die Erzeugung eines rauch-losen Brennstoffes für Hausbrand.

In dem Imperial Naval Fuel Depot wurde in den letzten Jahren eine ganze Reihe von Versuchen gemacht über Tieftemperaturverkokung mit verschiedenen, besonders geeigneten bituminösen Kohlen und Braunkohlen in den verschiedenen Retorten der einzelnen Tieftemperaturverkokungsverfahren, wie z. B. nach Thyssen, Davidson, Tozer, Chiswick und anderen.

Es werden die Ergebnisse aus diesen Versuchen mit denjenigen, die bei dem vom Bureau of Mines U.S.A. angegebenen Normalverfahren erzielt wurden, verglichen. Der Verfasser macht verschiedene Vorschläge hinsichtlich des Verkokungsver-fahrens vom Standpunkt der Teergewinnung.

France

Essais de distillation de charbon sous pression et en présence d'hydrogène

Comité National Français

Dr. H. Leroux

Depuis les célèbres travaux de *Marcellin Berthelot* sur l'hydrogénation de la houille par l'acide iodhydrique, en 1869, qui présentaient à l'époque un intérêt plus scientifique qu'industriel, de nombreux savants, parmi lesquels: *Sabatier, Senderens, Mailhe, Ipatieff, Brochet, Kling* et *Florentin*, ont étudié la question des conditions de transformation du charbon en carbures liquides.

C'est à *Ipatieff*, en particulier, que revient le mérite d'avoir signalé, en 1904, le rôle prépondérant de la pression dans les phénomènes d'hydrogénation. Il a mis ainsi en évidence la possibilité d'effectuer l'hydrogénation des composés organiques, grâce à un processus de „cracking hydrogénant", à des températures relativement élevées (400 à 500°), en présence de catalyseurs robustes et „non nobles" (oxyde de fer et alumine).

L'action de ces catalyseurs se manifeste ici par un abaissement de la température de dissociation des composés initiaux, lesquels donnent alors des résidus de molécules fixant l'hydrogène au point de scission, sous l'influence simultanée de la pression et de la concentration en hydrogène.

Les produits finaux obtenus sont, en définitive, constitués par des molécules plus simples et plus riches en hydrogène, alors que dans l'hydrogénation à plus basse température, mais en présence de catalyseurs „nobles", le squelette de la molécule est conservé

Il est à noter, de plus, qu'aux températures élevées auxquelles on opère, le soufre est fixé par le métal, et que les catalyseurs „brutaux" ne craignent pas les poisons.

Une application fort audacieuse de ces travaux fut réalisée, en 1911, par *Bergius*, qui créa une méthode d'hydrogénation de la houille caractérisée par l'absence de catalyseur et l'emploi de pressions élevées (100 à 200 atmosphères).

Jusqu'à présent, il semble bien que l'on ait recherché, par l'application de cette méthode, l'ennoblissement: soit des combustibles solides, en les transformant en *carbures liquides*, soit des combustibles liquides „lourds" en visant à l'obtention *d'essences.*

Il nous a semblé, par une induction basée sur ces considérations, qu'il serait peut-être intéressant d'étudier la distillation du charbon, d'une part sous des pressions bien plus élevées que celle pratiquée habituellement, mais inférieures à celle du procédé *Bergius*, et, d'autre part, à des températures supérieures à celle de ce dernier procédé.

Il y avait lieu de penser, en effet, que l'influence de la pression, seule ou combinée à celle de l'hydrogène, permettrait de réaliser un „cracking hydrogénant" de la houille, conduisant à des produits gazeux plus intéressants (en qualité et en quantité) que ceux obtenus dans les conditions ordinaires de distillation sèche

Ceci sans préjuger, a priori, de l'intérêt économique que la réalisation industrielle de ce mode de distillation pourrait comporter.

Compte rendu des essais

Dans les expériences envisagées, il fallait tenir compte du fait que:

1. Si les pressions à réaliser étaient bien plus faibles que dans le procédé *Bergius*, par exemple, les températures devaient être beaucoup plus élevées;

2. D'autre part, les gaz devaient être recueillis de façon continue, comme dans la distillation habituelle, à la pression atmosphérique.

La première observation posait le problème du métal à utiliser. Nous nous sommes adressés aux Aciéries d'Imphy qui nous ont fourni une cornue de distillation en métal ATG pouvant résister à des températures voisines de 1000°. Nous dirons tout de suite que nous avons pu effectuer un assez grand nombre d'essais dans cet appareil (une centaine) sans avoir constaté de fuites notables, imputables à la nature même du métal.

En ce qui concerne la conduite de la distillation, le mode opératoire adopté découle de diverses considérations relatives aux facteurs de variations que nous allons examiner.

Indépendamment des caractéristiques physiques et chimiques du charbon soumis aux essais, nous avons envisagé les facteurs suivants

I. Température de distillation

II. Pression.

III. Concentration en hydrogène.

I. *Température de distillation.* Ce facteur est difficile à préciser au sens scientifique du mot Nous avons convenu de le définir, dans chaque essai, par deux courbes indiquant les variations de températures prises: l'une, en un point de la paroi extérieure de la cornue de distillation, l autre, en un point situé dans la masse du charbon. Pour caractériser la „température de distillation" de chaque essai par un chiffre, on peut, par exemple, construire: d'une part, la courbe moyenne des deux courbes précédentes, supposée représentée analytiquement par $T_m = f(t)$ où t indique le temps; d'autre part, la courbe des débits de gaz cumulés, soit $D = \varphi(t)$ et prendre comme température moyenne de

distillation, la moyenne intégrale $T_\mu = \frac{1}{D_{t1}} \int_0^{D_{t1}} T_m \, \mathrm{d}\, D$ évaluée approximativement par la méthode graphique — D_{t1} étant le débit total cumulé correspondant à l'essai. Pour obtenir plus facilement les températures de distillation que l'on se proposait de réaliser dans les diverses expériences, nous avons eu recours au chauffage électrique qui permet un réglage relativement aisé.

II. *Pression de distillation.* Cette pression est celle maintenue dans la cornue au cours de la distillation et indiquée par un manomètre placé immédiatement à la sortie du gaz.

Pour maintenir la pression que l'on s'imposait dans chaque expérience, il était nécessaire de régler constamment le débit d'évacuation des gaz. Ce réglage, dans le cas d'essais sous pression sans hydrogène, est réalisé par la manoeuvre d'un robinet à pointeau; pour les essais avec admission d'hydrogène, la pression, dans la cornue, était maintenue, à la fois, par réglage du détendeur placé sur la bouteille d'hydrogène et du robinet à pointeau, ainsi que nous l'expliquerons plus loin.

III. *Concentration en hydrogène.* La concentration de l'hydrogène d'apport, dans la phase gazeuse, est, à une époque donnée de la distillation — en considérant un intervalle de temps très petit au voisinage de cette époque — le rapport entre le volume de l'hydrogène d'apport débité et le volume total des gaz dégagés, s'échappant de l'appareil pendant cet espace de temps. Dans nos essais d'hydrogénation, la concentration en hydrogène d'apport, dans la phase gazeuse, a été maintenue sensiblement constante, c'est-à-dire qu'à chaque instant au cours de la distillation, le rapport entre le volume d'hydrogène et le volume total des gaz dégagés était le même

Pour obtenir ce résultat, un essai de distillation sous pression sans hydrogène, d'abord effectué, permettait de tracer le graphique de variation des débits cumulés en fonction du temps, en admettant ensuite que, pendant la distillation avec hydrogène, le débit de gaz de houille se comporte de façon semblable que dans la distillation seule, il suffisait, pour cet essai, de régler le pointeau de sortie des gaz, afin que le débit total (gaz de houille-hydrogène d'apport) suive une courbe construite d'avance en multipliant les ordonnées de la courbe de débit de l'essai sans hydrogène par un facteur constant égal à l'inverse de la concentration d'hydrogène d'apport que l'on cherchait à réaliser.

Description du dispositif expérimental

L'ensemble de l'appareillage est représenté par le schéma ci-contre (fig. 1)

Le charbon est introduit dans la cornue de distillation C, chauffée par le four électrique F. Les gaz et vapeurs, s'échappant de la cornue par la tuyauterie C_2, passant successivement dans un condenseur A refroidi extérieurement par un courant d'eau puis dans deux épurateurs B_1 et B_2 remplis de matières épurantes, traversent le robinet à pointeau

P, un ou deux flacons laveurs L, un flacon S vide, muni d'un thermomètre et d'un manomètre à eau, enfin le compteur K, pour être finalement emmagasinés dans le gazomètre G.

Dans le cas de distillation avec hydrogène, la cornue est reliée par la tuyauterie C au détendeur D placé sur la bouteille d'hydrogène H. La pression, à l'intérieur de la cornue, est indiquée par le manomètre M (gradué par ½ kg) placé sur la canalisation C_2.

La cornue en métal ATG a une épaisseur de 15 mm, un diamètre intérieur de 100 mm et une capacité d'environ 2,3 litres. Elle porte une tuyauterie pour le départ des gaz, et une tuyauterie pour l'introduction de l'hydrogène au sein de la masse de charbon. Une gaine, en métal nicral, fixée sur le couvercle, permet l'introduction d'un couple pour la prise de température à l'intérieur du charbon.

L'étrier est fixé par deux boulons sur la traverse supérieure d'un bâti fixe, à l'intérieur duquel se trouve placé le four, de telle manière que la cornue, étant serrée sur son étrier est elle-même solidaire du bâti pendant l'essai. L'introduction de la cornue dans le four est obtenue par déplacement vertical de ce dernier.

Conduite des essais et conditions réalisées

Le charbon utilisé dans tous nos essais était constitué par des grains lavés provenant de la fosse n° 6 des Mines de Marles. Nous indiquons (tableau A) les caractéristiques chimiques (analyses industrielles et composition élémentaire). Chaque essai de distillation a porté sur 1 kg de combustible, broyé de façon que les dimensions moyennes de grains soient de l'ordre de 1 mm.

Dans ces conditions, la hauteur du charbon dans la cornue est de 190 mm. La soudure du couple thermoélectrique, fixé sur les parois extérieures de la cornue, se trouvait environ à 90 mm de la partie inférieure du fond de la cornue. La soudure du couple placé dans la gaine était à environ 90 mm du fond et à 45 mm de la paroi latérale intérieure de la cornue.

D'après les considérations exposées plus haut, au sujet des facteurs de variation envisagés, il résulte que, pour assurer la constance de ces facteurs au cours de chaque série d'essai, trois réglages étaient nécessaires: réglages de la température, de la pression de distillation et de la concentration en hydrogène d'apport (ou pression partielle de l'hydrogène).

Dans des expériences préalables, nous avons cherché à définir le graphique de variation du voltage aux bornes du four électrique, qui devait être suivi approximativement pour obtenir, aussi rapidement que possible, et maintenir ensuite une température T_M déterminée sur la paroi de la cornue au point où se trouvait le couple extérieur.

Nous avons ainsi établi trois réglages pour des séries d'expériences correspondant à des températures maxima de 650° (essais I) — 750° (essais II) — 950° (essais III).

Chaque série d'essais a comporté, en général, quatre catégories de distillations :

1. Distillation, sans hydrogène, sous pression atmosphérique (ou 1 kg abs) (a).
2. Distillation, sans hydrogène, sous 2 kg de pression effective (3 kg abs) (b).
3. Distillation, sans hydrogène, sous 5 kg de pression effective (6 kg abs.) (c).
4. Distillation sous 5 kg de pression effective avec une concentration en hydrogène d'apport, dans la phase gazeuse, voisine de 50 % (d).

Chacune de ces catégories de distillation ont nécessité plusieurs expériences (effectuées par conséquent dans des conditions semblables) de façon à recueillir des quantités suffisantes de goudron pour permettre un examen analytique convenable de ces produits.

Le mode opératoire était le suivant :

La cornue étant chargée, et l'ensemble de l'appareillage mis en ordre de marche, le four électrique reposant sur le sol était préalablement chauffé jusqu'à ce que la température, à l'intérieur du tube, soit d'une centaine de degrés supérieure à la température de distillation maximum que l'on désirait obtenir sur la paroi extérieure de la cornue, ainsi qu'il a été expliqué plus haut. Le four était alors rapidement élevé, de façon à engager la cornue dans le tube

A partir de ce moment, le réglage du voltage du four était effectué suivant les indications fournies par les expériences préalables, dont nous avons déjà parlé Les températures, à l'intérieur et à l'extérieur de la cornue, étaient périodiquement notées.

Pour la conduite du dégagement gazeux, trois cas sont à considérer :

a. *Distillation à la pression atmosphérique, sans hydrogène* Dans ce cas, le gaz était recueilli dans le gazomètre en réglant la montée de la cloche, de façon que la pression indiquée au manomètre m soit maintenue sensiblement constante et voisine de zéro - le robinet à pointeau étant complètement ouvert.

b. *Distillation sous pression, sans hydrogène.* Le robinet à pointeau étant d'abord fermé, on laissait la pression indiquée par le manomètre, s'élever dans l'appareil jusqu'à la valeur désirée, puis, à partir de cet instant, le pointeau était ouvert avec précaution de façon à maintenir constamment cette pression en envoyant le gaz dans le gazomètre et réglant la montée de ce dernier pour avoir toujours une pression nulle (par rapport à la pression atmosphérique) au manomètre m, c'est-à-dire après pointeau.

c. *Distillation sous pression, en présence d'hydrogène.* Tous les essais que nous avons réalisés ont été effectués avec une concentration en hydrogène voisine de 50 % et pour une pression de 6 kg absolus, en prenant comme courbe de débits à observer (voir page 4), celle corres-

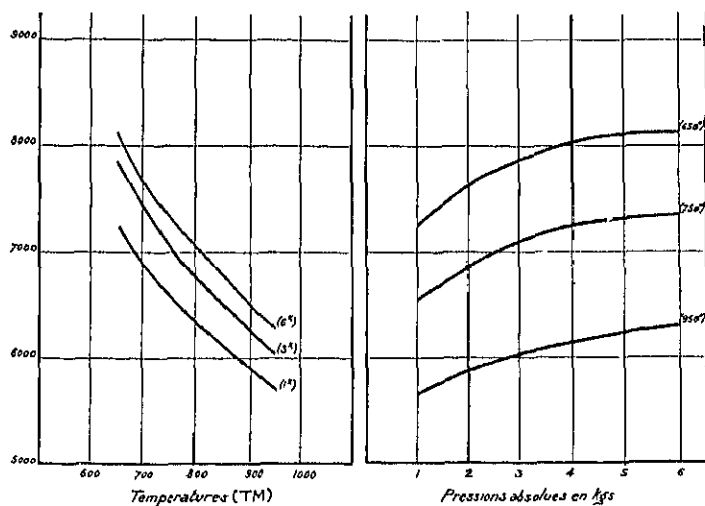



Fig. 2. Variations du pouvoir calorifique du gaz en fonction de la température et de la pression de distillation.

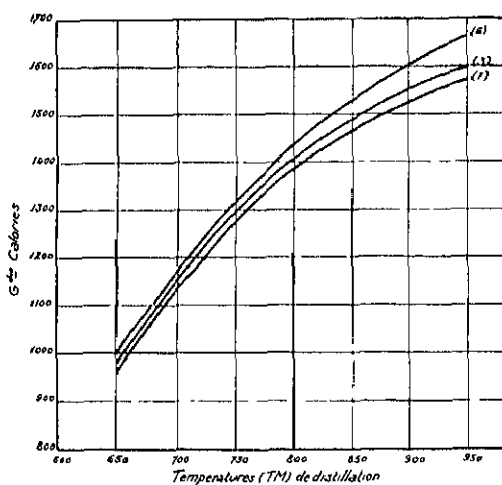



Fig 3. Variations des calories totales du gaz en fonction de la température et de la pression de distillation.

pondant à un essai de même série sans hydrogène, sous 3 kg de pression absolue et dont les ordonnées ont été multipliées par 2.

La cornue étant engagée dans le four, le détendeur d'hydrogène et le pointeau fermés, on laissait d'abord monter la pression, indiquée par le manomètre M, à 2 kg, à ce moment l'hydrogène était admis jusqu'a ce que la pression atteigne 5 kg, le pointeau restant toujours fermé. A partir de cet instant, ce dernier était ouvert de telle sorte que lés débits enregistrés au compteur suivent aussi exactement que possible la courbe des débits tracés à l'avance, la pression de 5 kg effective etànt maintenue constante dans la cornue par manoeuvre du détendeur d'admission d'hydrogène. L'aspiration, après pointeau, était naturellement réglée en agissant convenablement sur le gazomètre, pour que le manomètre m n'indique qu'une pression de quelques millimètres d'eau.

Au cours de toutes les opérations de distillation, les débits gazeux cumulés, observés au compteur K, étaient inscrits à intervalles de temps réguliers, ainsi que toutes les observations de température et pression correspondantes permettant d'effectuer les corrections habituelles.

d. *Durée de la distillation.* Pour tous les essais d'une même série, avec ou sans hydrogène, nous avons adopté une même durée de distillation:

6 h. ½ pour la série à température extérieure maxima de 650°
5 h. ½ „ „ „ „ „ „ „ „ 750°
5 heures „ „ „ „ „ „ „ „ 950°

Après chaque distillation, le gaz restant dans l'appareil était chassé dans le gazomètre par aspiration d'un certain volume d'air.

Le goudron et l'eau ammoniacale condensés n'étaient recueillis qu' après plusieurs opérations semblables, de façon à diminuer l'erreur provenant de l'évaluation des parties restant à l'intérieur des diverses tuyauteries. Cette évaluation était faite d'ailleurs en récupérant ces produits par lavage à l'éther.

Au cours des essais, nous avons également capté l'ammoniac du gaz par lavage de ce dernier dans des barboteurs à acide sulfurique dilué, placés entre le pointeau et le compteur.

Examen des produits de la distillation. — Résultats

Gaz. Nous nous sommes surtout attachés à déterminer les compositions moyennes du gaz obtenu, par analyse à la burette de *Bunte*, et les pouvoirs calorifiques au calorimètre *Junkers*.

Les combustions à la burette de *Bunte* ont toujours été effectuées avec de l'oxygène pur, que nous avons reconnu indispensable pour l'obtention de résultats constants avec le même gaz.

Goudrons. L'examen de ces produits a comporté:

1. La détermination des principales caractéristiques physiques: densité, viscosité ou fluidité, températures d'ébullition. La fluidité a été déterminée à 100° à l'aide du viscosimètre *Baumé*.

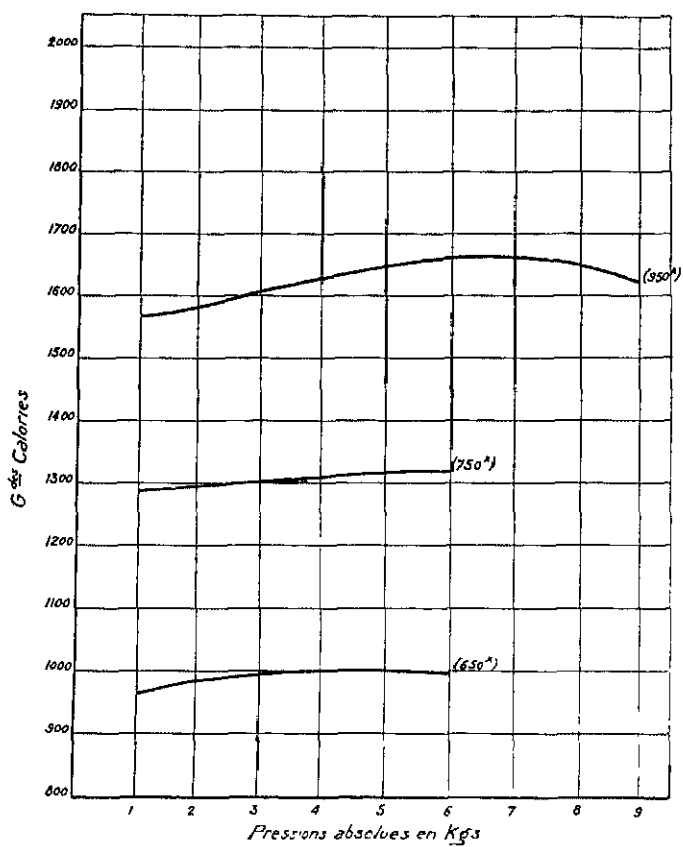



Fig 4. Variations des calories totales du gaz en fonction da la pression et de la température de distillation (pour 1 kg de charbon).

Tableau A

Désignation des essais	Conditions des essais				Gaz						
	Température de distillation		Pression de distillation	Concentration en hydrogène	Volumes à 0 /760	Composition moyenne					
	T_M	T_μ				CO^2	C^nH^m	CO	CH^4	H^2	N^2
I-a	650	530	1 kg	0	134,1	4,9	2,6	5,5	58,1	27,2	1,6
I-b	650	539	3 ,,	0	125,5	4,9	2,3	5,0	67,5	19,3	1,0
I-c	650	554	6 ,,	0	123,5	5,0	1,7	5,2	73,5	13,5	1,1
I-d	650	526	6 ,,	0,50	270,5	2,0	0,7	2,8	37,2	55,0	2,3
II-a	750	606	1 kg	0	196,5	4,1	2,5	7,6	48,8	35,0	2,0
II-b	750	610	3 ,,	0	182	4,1	2,2	7,4	56,7	26,0	2,6
II-c	750	609	6 ,,	0	180	3,7	1,6	7,2	62,5	22,5	2,5
II-d	750	612	6 ,,	0,50	355	2,1	0,9	3,9	37,8	53,1	1,9
III-a	950	726	1 kg	0	276	2,7	2,5	7,1	32,8	52,0	2,9
III-b	950	700	3 ,,	0	265,5	2,7	1,9	7,6	41,5	42,4	3,9
III-c	950	682	6 ,,	0	260,5	2,9	1,1	7,7	49,7	36,0	2,6
III-d	950	670	6 ,,	0,50	548	0,9	0,5	4,1	25,3	66,5	2,7
III-e	950	731	9 kg	0	250	2,7	1,2	7,5	52,2	31,5	4,9
				Concentration en azote							
III-f	950	711	6 kg	0,50	555	1,2	1,0	2,8	21,8	18,6	54,6

Houille distillée
Grains lavés de Marles
(fosse n° 6)

- Humidité 0,2 %
- sur sec: Cendres 5,? ; Matières volatiles 3?
- Composition élémentaire cendres déduites: C [illegible]; H [illegible]; O [illegible]; N [illegible]; S [illegible]

2. Au point de vue chimique: l'évaluation des teneurs en produits phénoliques, naphtaline, enfin l'analyse élémentaire pour les goudrons provenant seulement, soit de distillation à la pression atmosphérique sans hydrogène, soit de distillation sous pression avec hydrogène.

Les produits phénoliques (ou plutôt les *produits absorbables par la soude)* ont été recherchés dans les huiles provenant de la distillation de ces goudrons et passant jusqu'à 250°.

La naphtaline a été déterminée, dans la même fraction, par dosage à l'état de picrate.

Eaux ammoniacales. Ammoniac. Les eaux ammoniacales recueillies ne représentent qu'une partie de la vapeur d'eau totale se dégageant au cours de la distillation du charbon: une certaine quantité est, en effet, entrainée par le gaz, une autre est absorbée par les matières épurantes.

Nous avons indiqué l'ammoniac total contenu dans l'eau condensée, les matières épurantes et le gaz.

Pouvoir calorifique supérieur à 0°/760	Goudron Poids recueilli	Ammoniac: Poids d'eaux ammoniacales	Ammoniac: NH^3 total (gaz et eaux)	Coke: Poids	Coke: Matières volatiles	Coke: Cendres	Analyse élémentaire (cendres déduites): C	Analyse élémentaire (cendres déduites): H	Analyse élémentaire (cendres déduites): O + S	Analyse élémentaire (cendres déduites): N	Pouvoirs calorifiques (cendres déduites)
7220	82 gr	34	0,83	755	11,0	6,8	92,5	2,96	2,89	1,65	8200
7950	86 „	22	0,88	762	9,1	6,7	92,48	2,48	3,42	1,62	8170
8100	82,5 „	24	0,90	770	8,4	6,6	—	—	—	-	
5115	81 „	30	1,30	750	9,8	6,7	92,10	3,16	3,14	1,60	8260
6570	89 „	40	1,27	720	6,6	7,1	94,6	2,13	1,72	1,55	8140
7130	91 „	41	1,45	728	6,9	7,0	94,3	2,16	2,00	1,54	8210
7350	87,5 „	37	1,72	720	7,8	7,0	—	—	—		-
5190	89 „	55	2,7	718	8,0	7,05	94,0	2,27	2,25	1,48	8180
5700	90 „	42	2,2	690	2,5	7,40	97,6	1,1	0,2	1,1	8050
6020	90,5 „	36	2,5	691	2,4	7,38	97,2	1,1	0,7	1,0	8080
6350	89 „	35	2,65	692	2,1	7,10	—	—	—	—	
4630	88 „	49,5	2,8	687	2,8	7,40	97,2	1,33	0,52	0,95	8150
6500	—	—	—	—	—	—	—	—	—	-	
2940	—	—	—	—	—	—	—	—			

Pouvoir calorifique (cendres déduites) } 8180

Coke. A titre de renseignement complémentaire, nous avons déterminé les matières volatiles de tous les cokes obtenus et, pour certains d'entr'eux, l'analyse élémentaire.

Tous les résultats relatifs à ces divers éléments sont consignés dans les tableaux *A* et *B*. Le tableau *A* est plus spécialement affecté à la composition du gaz, tandis que le tableau *B* concerne seulement l'analyse des goudrons.

Nous avons mentionné, dans le premier tableau, les conditions suivant lesquelles ont été effectuées toutes les catégories d'essais : température, pression, concentration en hydrogène

Nous rappellerons que la température indiquée sous la rubrique T_a correspond à la température moyenne de distillation telle que nous l'avons définie conventionnellement plus haut ; T_M désigne la température maxima obtenue sur la paroi extérieure de la cornue.

Désignation des essais	Poids de goudron obtenu en gr.	Densité	Fluidité en degrés Barbey à 100°	Pouvoirs calorifiques	Analyse C	H	N
I-a	82	1,03	1690	9290	85,2	9,0	0,90
I-b	86	1,01	2590	9320	—	—	—
I-c	82,5	0,99	3700	9300	—	—	—
I-d	81	1,00	3610	9330	84,0	9,1	0,90
II-a	89	1,03	1760	9280	84,0	8,7	0,90
II-b	91	1,02	2110	9290	—	—	—
II-c	87,5	1,01	2880	9310	—	—	
II-d	89	1,00	2070	9260	82,5	8,8	0,9
III-a	90	1,02	2300	9220	82,48	8,51	1,10
III-b	90,5	1,03	2200	9150	—	—	—
III-c	89	1,01	2040	9180			
III-d	88	1,02	2820	9190	80,0	8,90	0,98

Interprétation des résultats

Nous allons examiner successivement l'influence des variations de la température, de la pression et de la présence de l'hydrogène sur les produits de la distillation: gaz, goudron, coke, eaux ammoniacales.

A. Gaz

Influence de la température

Dans les essais de la distillation sans addition d'hydrogène, nous constatons d'abord qu'avec l'accroissement de la température de distillation et pour les pressions considérées (1 à 6 kg abs), les rendements volumétriques du gaz augmentent, tandis que les pouvoirs calorifiques diminuent, mais la puissance calorifique totale du gaz va constamment en croissant.

Dans le tableau *C*, nous avons indiqué les calories totales du gaz recueillies pour chaque essai.

Dans le tableau *C* nous avons également mis en évidence les quantités totales des principaux constituants du gaz obtenus à partir de 1 kg du charbon distillé (sans addition d'hydrogène). En ce qui concerne les variations de ces constituants lorsque la température de distillation croît, nous faisons immédiatement les observations suivantes.

1. *Anhydride carbonique et oxyde de carbone.* Les teneurs moyennes en CO^2 diminuent, tandis que celles en CO augmentent:

$$CO^2\,\% \left\{ \begin{array}{l} \text{à } 650° : 4,9 \text{ — Essais I} \\ \text{à } 750° : 3,9 \text{ — Essais II} \\ \text{à } 950° : 2,8 \text{ — Essais III} \end{array} \right\} \text{ sans hydrogène supplémentaire}$$

$$CO\,\% \left\{ \begin{array}{l} \text{à } 650° : 5,2 \text{ — Essais I} \\ \text{à } 750° : 7,4 \text{ — Essais II} \\ \text{à } 950° : 7,5 \text{ — Essais III} \end{array} \right\} \text{ sans hydrogène supplémentaire}$$

Composition du Goudron

élémentaire		Huile distillant jusqu'à 250° par 100 g de goudron				Pour 1 kg de charbon		
S	O	Poids	Densité	Naphtaline % d'huile	Phénol % d'huile	Poids d'huiles distillant jusqu'à 250°	Naphtaline	Phénols
0,30	4,60	26	0,96	2,35	57,2	21,3	0,60	12,2
—	—	35,3	0,93	2,95	46,5	30,4	0,90	14,2
—	—	44,1	0,92	2,83	47,8	33,5	0,95	16,0
0,30	5,70	46,5	0,93	2,66	41,2	37,6	1,00	15,5
0,2	6,2	30,2	0,93	2,22	43,3	27,0	0,60	11,7
—	—	37,2	0,93	2,58	32,7	34,8	0,90	11,4
—	—	38,2	0,91	2,44	29,0	32,6	0,90	10,7
0,30	7,50	41	0,91	3,00	35,2	36,6	1,1	12,9
0,30	7,58	32,2	0,92	3,80	43	29,0	1,1	12,5
—	—	33,8	0,94	6,21	37,6	30,6	1,90	11,5
—	—	39	0,93	5,05	37,2	34,7	1,75	12,9
0,28	9,84	37,6	0,94	6,06	41,0	33,0	2,0	13,5

Les volumes totaux moyens de CO^2 obtenus restent sensiblement constants, mais ceux d'oxyde de carbone croissent rapidement;

Volumes moyens recueillis pour 1 kg de charbon:

		CO^2	CO
sans addition d'hydrogène	Essais I	6,3 l	6,7 l
	Essais II	7,4 l	13,8 l
	Essais III	7,3 l	20 l

Tableau C

No des essais	Puissance calorifique en calories kg	Pour 1 kg de charbon distillé — Volumes de chaque constituant gazeux en litres				
		CO^2	C_nH_m	CO	CH^4	H^2
I-a	967	6,6	3,5	7,1	77,8	36,5
I-b	997	6,1	2,9	6,3	84,7	21,2
I-c	1000	6,2	2,1	6,4	90,8	16,7
I-d	1522	5,6	1,9	7,8	103,9	153,7
II-a	1291	8,0	4,9	11,9	95,9	68,8
II-b	1298	7,5	4,0	13,5	105,0	47,3
II-c	1323	6,7	2,9	13,0	112,5	10,5
II-d	1949	7,1	3,2	13,8	131,2	189,6
III-a	1573	7,1	6,9	19,6	90,5	143,5
III-b	1598	7,2	5,0	20,2	110,2	112,6
III-c	1654	7,5	2,9	20,0	129,5	93,8
III-d	2537	4,9	2,7	22,5	138,6	364,4
III-e	1625	6,7	3,0	18,8	130,5	78,7
III-f	1631	6,7	5,5	15,5	121,0	103,2

C'est ainsi que, pour les essais à température de distillation maxima (1) de
650° les calories totales obtenues sont en moyenne de . . . 988
750° „ „ „ „ „ „ „ „ 1400
950° „ „ „ „ „ „ „ „ 1608

(1) Pour la commodité de la classification des essais, nous utiliserons généralement la température Tm, la température Tµ étant parfois invoquée pour la discussion des résultats d'essais de même série

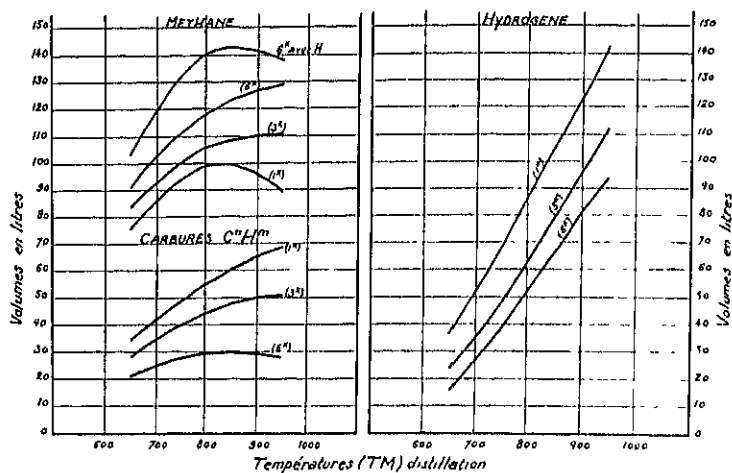



Fig. 5. Variation des quantités totales de méthane, de carbures ($C^n H^m$) et d'hydrogène contenues dans le gaz en fonction de la température (pour 1 kg de charbon)

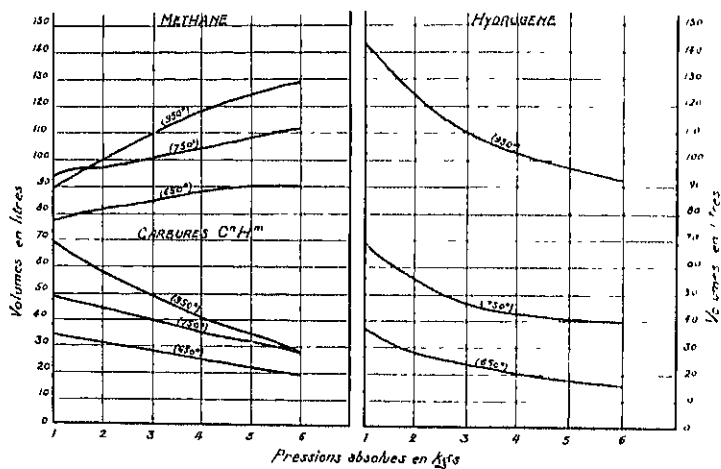



Fig. 6. Variation des quantités totales de méthane, de carbures ($C^n H^m$) et d'hydrogène contenues dans le gaz en fonction de la pression (pour 1 kg de charbon distillé).

2. *Carbures $C^n H^m$.* Les teneurs moyennes en carbures $C^n H^m$ absorbables par le brome ont peu varié, mais diminuent légèrement :

2,2 % .... à 650°
2,1 % .... à 750°
1,83 % .... à 950°

Les volumes totaux moyens recueillis, par kg de charbon, croissent :

2,8 l .... à 650°
3,9 l .... à 750°
4,9 l .... à 950°

3. *Méthane.* Les teneurs moyennes en méthane diminuent :

66,4 % .... à 650°
56 % .... à 750°
41,3 % .... à 950°

Les volumes totaux moyens obtenus, par kg de charbon, augmentent :

84,4 l .... à 650°
103,8 l .... à 750°
110,0 l .... à 950°

Mais il y a lieu d'observer que, pour les essais effectués à la pression atmosphérique, les volumes de CH^4 recueillis semblent passer par un maximum qui se trouverait entre 750° et 950°, on a, en effet :

77,8 l .... à 650°
95,9 l .... à 750°
90,5 l .... à 950°

Les courbes de la fig.5 graphique indiquent que ce maximum doit exister pour les autres pressions, — la température du maximum augmentant avec l'accroissement de pression.

4. *Hydrogène.* Les teneurs du gaz en hydrogène, ainsi que les volumes totaux obtenus augmentent avec la température

Les teneurs moyennes en hydrog`ne observées sont de.

20 % .... à 650°
27,8 % .... à 750°
43,5 % .... à 950°

Les volumes totaux moyens recueillis sont de

25,8 l .... à 650°
52,2 l .... à 750°
116,7 l .... à 950°

Influence de la Pression de Distillation

Les calories totales du gaz varient assez peu dans chaque série d'essais, ou croissent légèrement quand la pression de distillation augmente. Cet accroissement est cependant assez important dans les essais à 950° et de l'ordre de 5 % quand on passe de l'essai à pression atmosphérique à celui sous 6 kg de pression absolue. Il ne semble pas que ce fait puisse être expliqué par une autre cause que la pression, telle que l'augmentation de température moyenne de la distillation, par exemple,

car, il se trouve, en effet, que la température $T_\mu = 682$ de l'essai III^c est, précisément, plus faible que celle des essais a et b.

$$\begin{cases} III^a - T_\mu = 726 \\ III^b - T_\mu = 700 \end{cases}$$

Nous avons cherché à effectuer de nouveaux essais à pression plus élevée (9 kg absolus) pour voir dans quel sens varieraient les calories totales; les résultats de ces essais (III^c) montrent qu'elles diminuent. Si l'on examine le graphique de cette variation (3), on voit donc que les calories totales doivent être maxima pour une pression voisine de 7 kg, les conditions moyennes de distillation étant celles des essais III (*a-b-c*), c'est-à-dire $T_M = 950$, T_μ voisin de 700°.

Pour ce qui est de la composition du gaz, l'accroissement de la pression de distillation se manifeste surtout par une augmentation importante des quantités de méthane et une diminution corrélative de l'hydrogène et des carbures non saturés $C^n H^m$. Ces faits sont mis clairement en évidence par les courbes des fig. 6.

Influence de la concentration en hydrogène

Si l'on compare les essais de distillation en présence d'hydrogène, effectués sous 6 kg de pression, avec ceux de même série, sans addition d'hydrogène (sous 3 ou 6 kg de pression), on constate qu'au point de vue de la variation des constituants gazeux, la quantité totale de méthane a nettement augmenté. Les carbures $C^n H^m$ diminuent, l'oxyde de carbone augmentant au détriment de l'anhydride carbonique.

	Quantités totales des constituants			
	CO^2	CO	$C^n H^m$	CH^4
Moyenne des essais I-II-III (b-c)	6,87	13,2	3,3	105,15
Moyenne des essais I-II-III (d)	5,9	14,6	2,6	125,5

Il semble bien qu'une hydrogénation gazeuse se soit produite, mais il y avait lieu de se demander si l'accroissement de méthane n'était pas dû également à un phénomène d'entraînement par l'hydrogène admis au cours de la distillation et si l'admission d'un gaz inerte ne produirait pas le même résultat.

Ceci nous a conduits à effectuer un essai (III$_f$) dans des conditions analogues à l'essai III$_d$ mais en remplaçant l'hydrogène par de l'azote. Les résultats de cet essai, comparés à ceux de l'essai III$_c$ sous 6 kg de pression sans hydrogène (voir tableau *A* et *C*), montrent que le courant d'azote n'a pas favorisé l'accroissement de la quantité de méthane, — 121 litres au lieu de 129,5 litres — mais que, par contre, il y a eu formation d'une plus grande quantité d'hydrogène — 103, 2 litres au lieu de 93,8 litres — et de carbures $C^n H^m$ — 5,5 litres au lieu de 2,9 litres —.

En définitive l'introduction de gaz inerte paraît avoir plutôt provoqué la dissociation du méthane; nous pouvons donc considérer l'accroissement du méthane, dans les essais III$_d$ comme étant uniquement dû à une hydrogénation effective.

Variation de l'hydrogène combiné dans les gaz de distillation

Il est intéressant de mettre en évidence les quantités d'hydrogène se trouvant à l'état combiné (c'est-à-dire sous forme de carbures $C^n H^m$ et méthane) dans les gaz de distillations aux diverses pressions et températures considérées dans nos essais. Dans le tableau suivant, les quantités d'hydrogène combinées sont exprimées en grammes pour la totalité du gaz obtenu à partir de 1 kg de charbon essayé.

Pour le calcul du poids d'hydrogène se trouvant dans les carbures $C^n H^m$, nous avons admis que ces derniers étaient constitués par un mélange de 2 volumes d'éthylène pour 1 volume de benzène.

n° de l'essai	Catégorie de l'essai			
	a	b	c	d
	$p = 1$ kg	$p = 3$ kg	$p = 6$ kg	$p = 6$ kg avec hydrogène
	gr	*gr*	*gr*	*gr*
I $T_M = 650°$	14,57	15,69	16,60	18,89
II $T_M = 750°$	18,10	19,21	20,63	24,56
III $T_M = 950°$	17,56	20,66	23,66	25,24

Si l'on considère les accroissements de poids d'hydrogène combiné des essais en présence d'hydrogène *(d)*, par rapport aux essais *(b)* ou *(c)*, on remarque qu'ils sont maxima pour la température de distillation $T_M = 750°$. C'est ce qui résulte de l'examen du tableau suivant :

n° de l'essai	$\triangle H$ (d, c)	$\triangle H$ (d, b)
I $T_M = 650°$	2,29	3,20
II $T_M = 750°$	3,93	5,35
III $T_M = 950°$	1,58	4,58

L'effet maximum de l'hydrogène sur les composés gazeux se serait donc produit, dans nos expériences, pour une température T_M voisine de 750°.

B. — Goudrons

Le tableau *B* réunit les principales caractéristiques des goudrons obtenus par catégories. Les fig. 7, 8, 9 représentent les courbes de distillation des différents produits, effectuées dans des conditions aussi identiques que possible.

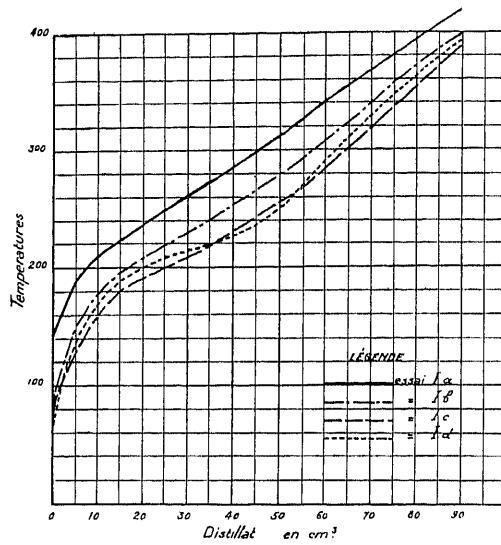



Fig. 7. Epreuves de distillation des goudrons des essais I (a, b, c, d) (rapportées à 100 cm³).

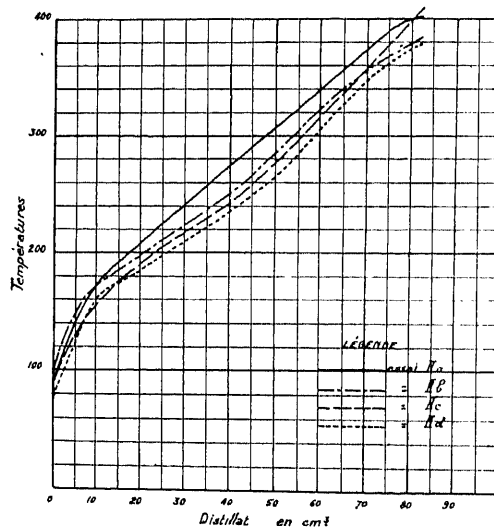



Fig. 8. Epreuves de distillation des goudrons des essais II (a, b, c, d) (rapportées à 100 cm³).

L'examen de ces divers résultats nous permet de faire les observations suivantes:

1. En ce qui concerne les quantités de goudron récupérées par kilogramme de houille, on voit immédiatement qu'elles ont peu varié et se tiennent entre 80 et 90 gr; il en est de même pour les densités qui oscillent autour de 1,01.

2. Les fluidités à 100° — exprimées en degrés Barbey sont à peu près du même ordre, mais on remarque cependant que la fluidité des goudrons des essais à la pression atmosphérique est généralement plus faible que celle des essais sous pression avec ou sans hydrogène.

3. Les pouvoirs calorifiques présentent peu de différence et sont voisins de 9200 calories.

4. La composition élémentaire n'a été déterminée que pour les goudrons des essais à pression atmosphérique et des essais sous pression en présence d'hydrogène.

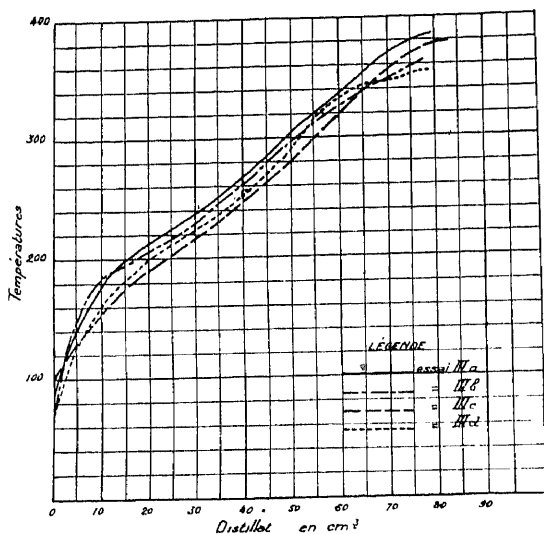



Fig. 9. Epreuves de distillation des goudrons des essais III (a, b, c, d.) (rapportées à 100 cm³).

Nous constatons:

a. Que les teneurs en carbone et hydrogène de ces goudrons diminuent un peu quand la température de distillation croît; les teneurs en oxygène augmentent corrélativement.

b. Les goudrons des essais sous pression, en présence d'hydrogène, sont toujours moins riches en carbone et légèrement plus hydrogénés que ceux provenant des essais correspondant à la pression atmosphérique, — la proportion d'oxygène étant plus faible pour ces derniers —.

. L'allure des courbes de distillation (voir fig. 7, 8, 9) ne montre .s de grandes différences pour les divers goudrons. Toutefois, on remarque que l'augmentation de la pression de distillation seule a pour effet de diminuer la température moyenne d'ébullition. On observe que les courbes d'ébullition des essais de la catégorie *a*, sont toujours au dessus de celles de la catégorie *b*, et celles-ci au-dessus des essais *c*. Mais les courbes d'ébullition des essais sous pression, en présence d'hydrogène, se trouvent toujours au voisinage de celles des essais sous 6 kg de pression absolue — légèrement au-dessus ou au-dessous. Il y avait lieu de penser que, dans le cas de ces derniers essais, la proportion de produits légers doit toujours être plus élevée que dans les essais sous pression sans hydrogène, car la quantité de vapeurs entraînée par le gaz devait être plus forte, du fait que les volumes gazeux recueillis dans les essais *d*, étaient, généralement, au moins le double de ceux obtenus dans les autres catégories. Ceci nous a conduits à répéter les essais *a-b-c-d* de la série III, en dosant les carbures condensables contenus dans le gaz.

Cette détermination a été éffectuée sur la totalité des gaz provenant de distillations conduites dans des conditions analogues à celles des essais III (a, b, c, d), c'est-à-dire pour une température de distillation maximum $T^M = 950°$.

La méthode de dosage employée est celle de *Sainte Claire Deville*.

Les résultats obtenus (moyennes de plusieurs essais) sont consignés dans le tableau suivant:

N° de l'essai	Pression de distillation	Concentration en hydrogène	Poids des carbures condensables recueillis par kg de charbon
III a'	1 kg absolu	0	8,65
III b'	2 kg ,,	0	6,80
III c'	6 kg ,,	0	4,70
III d'	6 kg ,,	50 %	8,20

Nous voyons que les quantités de carbures condensables se trouvant dans le gaz diminuent avec la pression, mais, si nous rapprochons cette observation du fait que la quantité de carbures légers contenus dans les goudrons augmente, au contraire, avec ce facteur, il y a lieu de penser que la pression a, en partie, pour effet d'agir sur la répartition de ces carbures, en favorisant leur dissolution dans le goudron.

Quant à l'essai III d', en présence d'hydrogène, l'accroissement de la quantité de carbures dans le gaz, par rapport à l'essai c', est dû à un phénomène d'entraînement, le volume gazeux étant sensiblement doublé.

On peut d'ailleurs faire une évaluation approximative de la quantité totale de carbures de mêmes natures, se trouvant dans le gaz et le goudron. Nous ferons pour cela la somme des carbures distillant jusqu' à 200° se trouvant dans le goudron et des carbures condensables

du gaz d'un essai correspondant, en utilisant les rendements indiqués au tableau *A* (essais III), les courbes de distillation des goudrons (fig. 9), et supposant que ces carbures ont une densité moyenne de 0,90.

Nous trouvons ainsi:

n° de l'essai	Poids des carbures distillant jusqu'à 200° se trouvant		
	dans le goudron	dans le gaz	goudron + gaz
	gr	gr	gr
III a	0,15 × 90 × 0,9 = 12,15	8,65	20,80
III b	0,18 × 90,5 × 0,9 = 14,66	6,80	21,46
III c	0,23 × 89 × 0,9 = 18,42	4,70	23,12
III d	0,20 × 88 × 0,9 = 16,24	8,20	24,44

La comparaison des chiffres de la dernière colonne indique que la quantité totale de carbures légers formés au cours de la distillation croît avec la pression de distillation et, également, quand on augmente la concentration en hydrogène.

En définitive, il semble bien que, si les volumes gazeux avaient été les mêmes, les courbes d'ébullition des goudrons des essais *d*, se trouveraient toujours au-dessous de celles des essais *b* et *c*. L'ensemble de ces observations nous permet donc de penser qu'une légère hydrogénation des goudrons se produit lorsqu'on augmente la pression (autohydrogénation) et qu'elle s'accentue quand on admet de l'hydrogène au cours de la distillation. Mais, le fait d'avoir, dans les goudrons des essais sous pression, une plus grande proportion de produits volatils que dans ceux des essais à la pression atmosphérique, s'explique en partie par l'accroissement de solubilité de ces produits avec l'augmentation de pression sous laquelle les goudrons sont condensés[1]).

6. En ce qui concerne la variation des teneurs des goudrons en naphtaline et produits phénoliques (ou plus exactement les produits absorbables par la soude), nous faisons les remarques suivantes:

La quantité de naphtaline varie dans le même sens que la température de distillation. Il semble que, pour une même température de distillation, la quantité de naphtaline augmente avec la pression, mais il est probable qu'il en reste une plus faible quantité dans le gaz correspondant pour la raison donnée plus haut au sujet des carbures légers.

Quant aux produits phénoliques, ils se trouvent en plus grande quantité dans le goudron des essais I (à plus basse température) que dans ceux des essais II et III, dont les teneurs sont peu différentes.

C. Coke

1. Nous avons indiqué, dans le tableau *A*, le poids de coke obtenu dans chaque essai, ainsi que les teneurs en matières volatiles, cendres et la composition élémentaire.

[1]) Il faut remarquer que la condensation du goudron s'effectue sensiblement sous la même pression que la distillation.

ui concerne les proportions de coke, il y a lieu de remarquer
a calcule les poids de coke que l'on aurait dû obtenir dans
sai, d'après la teneur en matières volatiles du coke, on trouve
atiquement des poids plus faibles que ceux constatés expérimenta-
ent (voir tableau *D*). Bien que la détermination des matières volatiles

Tableau D

n° de l'essai	Poids de coke trouvé P_I	Poids de coke calculé $P_2 = \frac{1-M}{1-m} \times 1000$	Différence $= P_I - P_2$
I-a	755	741	— 14
I-b	762	726	— 36
I-c	770	720	— 50
I-d	759	731	— 28
II-a	720	706	— 14
II-b	728	708	— 20
II-c	729	715	— 14
II-d	718	717	— 1
III-a	690	677	— 13
III-b	691	676	— 15
III-c	692	674	18
III-d	687	679	8

M = Matières volatiles de la houille
m = „ „ du coke

ne conduise pas à des résultats d'une grande précision, il semble que le fait observé ait quelque valeur étant donnée la répétition dans le même sens pour tous les essais; on peut l'expliquer, d'ailleurs, en admettant qu'une partie des carbures volatils subisse un cracking dans la cornue de distillation, en donnant lieu à la formation d'une quantité de coke supplémentaire par rapport à celle obtenue dans l'essai au creuset. Les différences sont cependant plus grandes pour les séries d'essais à 650° que pour ceux à températures plus élevées; nous pensons que, dans les essais à basse température, une partie du goudron formé au début de la distillation venait se condenser à la partie supérieure de la cornue qui, bien que calorifugée, se trouvait à une température très inférieure à la température moyenne de la masse de charbon; ces produits rétrogradaient, en quelque sorte, et, étant ainsi amenés à séjourner plus longtemps dans la cornue, subissaient une succession de décompositions pyrogénées quils n'auraient pas éprouvées s'ils avaient été immédiatement évacués. Ce phénomène expliquerait pourquoi nous n'avons pas recueilli de plus grandes quantités de goudron dans les essais à basse température que dans les essais II et III.

2. La comparaison des analyses élémentaires effectuées sur les cokes montre la diminution de la teneur en hydrogène et l'accroissement de la teneur en carbone des cokes lorsque la température de distillation croît.

Pour les essais réalisés à des températures de distillation voisines, on remarque que le coke provenant d'une distillation avec hydrogène a une teneur en hydrogène légèrement plus elevée que dans les essais en l'absence d'hydrogène.

D. Eaux Ammoniacales

Les poids d'eaux ammoniacales indiqués dans le tableau *A* sont relatifs à l'eau ammoniacale recueillie dans le condenseur placé immédiatement à la sortie des gaz venant de la cornue, ils ne comprennent par conséquent pas l'eau totale dégagée au cours de la distillation, dont une partie pouvait se trouver encore soit condensée dans les matières épurantes, soit à l'état de vapeur dans les gaz.

La comparaison des poids d'eaux montre qu'une plus grande quantité d'eau était formée au cour des essais de distillation en présence d'hydrogène que dans les essais du charbon seul.

E. Ammoniac total

Les quantités d'ammoniac produites augmentent avec la température de distillation. Pour une même température de distillation, l'ammoniac paraît également croître légèrement en même temps que la pression. L'accroissement est surtout très net dans les essais avec hydrogène: en particulier, pour les essais II.

A 650° de température maxima, on a obtenu 2,7 g d'ammoniac sous 5 kg de pression avec hydrogène, contre 1,27 g à la même température de distillation, à la pression atmosphérique.

Conclusions

En résumé, de l'analyse des résultats que nous venons d'exposer, nous pouvons tirer les conclusions suivantes:

1. Les variations de la température et de la pression de distillation (dans les intervalles considérés) se traduisent par des variations corrélatives des résultats de la distillation, qui confirment sensiblement les conceptions plus ou moins intuitives que nous avons des phénomènes prenant naissance dans la pyrogénation de la houille *surtout en ce qui concerne la qualité et la quantité des gaz dégagés.* Un fait mérite cependant d'être signalé: c'est l'existence probable pour une „température de distillation" donnée, d'une pression pour laquelle les *calories gaz* sont maxima. En particulier pour nos essais à T_M 950°, il semble que les calories gaz passent par un maximum pour une pression absolue voisine de 7 kg.

2. Dans les conditions expérimentales réalisées, l'intervention de l'hydrogène, au cours de la distillation sous pression, ne paraît pas changer notablement la qualité des goudrons obtenus, mais modifie surtout la composition des gaz en augmentant leur teneur en méthane; ceci pouvant être considéré comme le résultat d'une hydrogénation gazeuse ou d'un déplacement d'équilibre dans un sens favorable à la formation de ce carbure.

Zusammenfassung

Nach einer Übersicht über die Literatur betreffend die mehrfachen Hydrierungs-[…]rsuche, von den rein theoretischen Versuchen von Berthelot bis zur technischen […]nwendung derselben durch Bergius, gibt der Verfasser den Zweck und das Programm der von ihm ausgeführten Arbeiten an.

Da die Untersuchung der bei den oben erwähnten Versuchen erzeugten Gase nicht weiter durchgeführt wurde, so schien es uns von Interesse zu sein, die Entgasung der Steinkohle unter Druck in Gegenwart von Wasserstoff von diesem Gesichtspunkte aus näher zu betrachten.

Der Einfluß der einzelnen Faktoren: Temperatur, Druck und H_2-Konzentration auf die Entgasungsprodukte: Gas, Teer, Koks, Ammoniak wurde in Betracht gezogen.

Eine erste Versuchsreihe betrifft Drücke von 1 bis 9 ata in Gegenwart oder Abwesenheit von H_2 bei Temperaturen von 650°, 750°, 950°.

Die in Gegenwart von H_2 ausgeführten Versuche wurden in der Weise durchgeführt, daß eine Konzentration von ungefähr 50% für den zugeführten Wasserstoff in der Gasstufe jederzeit erhalten wurde.

Die Einzelheiten über die Versuche sind in zahlreichen Tabellen und Diagrammen zusammengefaßt, aus welchen man sich ein vollkommenes Bild über die Versuchsbedingungen machen kann.

Bei den Versuchen ohne H_2 kann man beobachten, daß bei steigenden Entgasungstemperaturen:

1. die volumetrischen Gasausbeuten zunehmen, während die Heizwerte abnehmen, wobei der Gesamtheizwert des Gases jedoch ständig zunimmt;
2. die durchschnittlichen Gehalte an CO_2, CH_4 und CnHm abnehmen, während die durchschnittlichen Gehalte an CO und H_2 zunehmen; dagegen bleiben für ein gleiches Gewicht entgaster Kohle die Gesamtmengen CO_2 und CnHm gleich, während die CH_4-, CO- und H_2-Mengen rasch zunehmen.

Der Einfluß des Druckes ist so groß, daß die Heizwerte mit steigendem Druck zunehmen.

Jedoch nehmen die Gesamtkalorien des Gases nur sehr wenig zu, und zwar um 5% bei 950° von 1 bis 6 at und gehen durch ein Maximum bei einem Druck von ungefähr 7 at (Versuch bei 950°).

Die Zunahme des Druckes äußert sich besonders in dem Gas durch eine bedeutende Erhöhung der CH_4-Mengen und eine entsprechende Abnahme von H_2 sowie der Kohlenwasserstoffe CnHm.

Es scheint, daß der Faktor „H_2-Konzentration" im Sinne einer Gashydrierung mit einer beträchtlichen Zunahme der Methanmenge wirkt. Ein gleichzeitig in Stickstoffatmosphäre ausgeführter Versuch zeigt deutlich, daß der Einfluß des Wasserstoffes von einer möglichen Erscheinung des Mitreißens verschieden ist, durch welche die Zunahme der CH_4-Menge begünstigt würde.

Die anderen Entgasungsprodukte: Teer, Koks, NH_3 haben ebenfalls den Gegenstand zahlreicher Untersuchungen gebildet.

Der Verfasser schließt mit folgenden Worten:

1. Die Änderungen der Temperatur und des Druckes (in dem in Betracht gezogenen Bereich) äußern sich durch entsprechende Änderungen in den Ergebnissen der Entgasung, durch welche unsere mehr oder weniger durch die Auffassung gewonnenen Anschauungen über die bei der Zersetzung der Steinkohle entstehenden Erscheinungen, insbesondere hinsichtlich der Zusammensetzung und der Menge der erzeugten Gase bestätigt werden. Eine Tatsache verdient jedoch eine besondere Erwähnung, nämlich der Umstand, daß es für eine gegebene „Entgasungstemperatur" wahrscheinlich einen Druck gibt für welchen die Gaskalorien einen Höchstwert erreichen. Es scheint ins-

besondere bei unseren Versuchen bei $T_M = 950°$, daß die Gaskalorien bei einem absoluten Druck von ungefähr 7 ata ein Maximum erreichen.

2. Bei den angewandten Versuchsbedingungen scheint es, daß der Einfluß des Wasserstoffes im Laufe der Entgasung unter Druck die Qualität der erhaltenen Teere nicht beträchtlich verändert, sondern hauptsächlich die Zusammensetzung der Gase insofern verändert, als der Methangehalt derselben zunimmt; dieses kann als das Ergebnis einer Gashydrierung oder einer Verschiebung des Gleichgewichtes in einem für die Bildung dieses Kohlenwasserstoffes günstigen Sinne betrachtet werden.

Wir glauben, daß diese Arbeit, die auf den ersten Blick keine praktischen Anwendungen nach sich zu ziehen scheint, immerhin einen interessanten experimentellen Beitrag zur Untersuchung der Entgasung der Kohle bilden wird.

Nr. 201

Poland

Methods for the Improvement of Semi-Coke

Chemical Research Institute

Prof. Dr. W. Świętosławski

Semi-coke producing plants on the continent use, in general, valuable coking coal for this purpose. On the other hand, the low temperature distillation of non-coking coal dust has, notwithstanding the numerous attempts made, not yet been adopted to such a degree that hundreds of thousands, or millions, of tons are otbained by this method. This is due, first of all, to the impossibility of finding wider applications for semi-coke obtained in dust form.

The Coal Department of the Institute for Chemical Research of Warsaw since its establishment in 1927, has carried out systematic investigations on the improvement of semi-coke, and the results of the laboratory work so far accomplished enable us to state that not only is a successful solution of this problem possible, but that the results obtained indicate the possibility of several methods of using and increasing the value of semi-coke dust.

The term "semi-coke" used below comprises semi-coke dust obtained from non-coking coal subjected to dry distillation at 500—600° C.

In accordance with the considerations set forth in our paper "The Coking of Coal and the Activation of its Surface as Two Mutually Opposed Processes", it should be noted that the carbonisation process is carried on so as to activate to a minimum degree the surface of the coal. This semi-coke will be mentioned below when discussing its further industrial treatment. Thus, the semi-coke dust for briquetting purposes should be tested with regard to its surface properties, i. e. its power of adsorption.

Semi-coke Briquettes with Coal as a Binder

The possibility of obtaining coal or semi-coke briquettes without the use of a binder has already been alluded to by several authors. In addition to the systematic investigations carried out by the above Institute on the conditions of hot briquetting of coal dust without a binder, the investigations have been extended to the briquetting of semi-coke at high temperatures and to the use of coal as a binder.

The results of our investigations on the briquetting of semi-coke and coke-dust with coal as a binder are given below.

Semi-coke may be obtained in briquette form if it is mixed with coking coal, or with a mixture of coking and non-coking coal, and pressed while hot after heating to 380—440° C.

We give the widest possible temperature limits, although it should be stated that the varieties of Upper Silesian coal tested required narrower limits, viz. 400—420° C.

The pressure required for obtaining briquettes of sufficient strength is rather greater than when briquetting dust with pitch, but it is not so great as in the case of hot briquetting non-coking coal dust without a binder. We have found that briquettes of sufficient mechanical strength may be obtained by using pressures of 200—400 atm., depending upon the kind of coal used as a binder.

Such difficulties as may arise during the heating of the mixture of semi-coke with coking coal, due to over-heating and to the partial formation of aggregates, may be avoided by using the method proposed by the Institute, which consists in mixing hot semi-coke as it leaves the furnace with coal dust pre-heated to such a temperature that the mixture attains the required temperature of 380—440° C.

There remains only the difficulty of hot pressing to be overcome. Although several patents have been taken out dealing with the construction of special presses for hot briquetting, no practical solution to this problem has yet been realised. It is evident that the construction of an appropriate press for exerting the necessary pressure at a temperature of 380—440° C would lead to the practical application on a considerable scale of the process of briquetting semi-coke dust with coal as a binder. It should be pointed out that according to our tests the percentage of semi-coke in briquettes may attain 50%, and even 70%.

The Coking of Briquettes obtained from Semi-coke with Coal as Binder

The addition of semi-coke to coking coal without pressing has already found practical application. However, the coking process under these conditions does not allow of coking coal being fully utilised as a material for obtaining coke from non-coking material by the use of an appropriate binding agent. Referring to our paper already mentioned: "The Coking of Coal and the Activation of its Surface as Mutually Opposed Processes", we may state that full utilisation of the caking material contained in coking coal is possible only when the surface of the non-caking material (i. e. the semi-coke), obtained in the semi-coking process is impregnated and bound together with coking coal. These conditions may be attained by hot-pressing the mixture of semi-coke and coking coal. The best binding temperature is, as in the first case, 380—440° C, although different kinds of caking coal may yield slightly different results, whilst, on the other hand, the majority of the temperatures applied lie between 400—420° C.

The briquettes should be subjected, immediately after leaving the press, to a further coking process. Under these conditions a coke of uniform

size is obtained (yield about 75—80 %), with a small amount of dust. The physical properties are not inferior to, and sometimes even exceed those of ordinary coke.

According to our investigations, the percentage of semi-coke may amount to 70 % of the original mixture.

The above method of obtaining coke has not yet been applied in practice, and for this reason no costs or commercial calculations can be given. Practical application of this method, as well as that described above for the improvement of semi-coke, implies the use of a briquetting press enabling a pressure of at least 200 kg/sq.cm. being exerted on the material which is heated to a temperature of 380—440° C. In addition, mechanical charging devices for coke ovens would require reconstruction.

On the other hand, there exists the possibility of using continuous process coking ovens.

Coke from Non-coking Materials

The third possible method of using semi-coke obtained from non-coking coal is the following: If semi-coke is mixed with pitch, and the mixture briquetted under the conditions usually obtaining in briquetting plants, and the briquettes are then coked, a coke is obtained possessing very homogeneous physical properties. This coke is different in appearance from ordinary coke, it has a rough fracture surface and a smaller resistance to mechanical abrasion, though in most cases it may be used instead of ordinary coke. When coked, the semi-coke yields the same quantity of combined hydrogen as the coal used for coking, while the proportion of liquid and gaseous products is accordingly smaller. On the other hand, the yield of coke is very large, viz. about 82—84 % of the weight of briquettes made of semi-coke and pitch. Calculation of the production costs is much easier with this coke, as the briquetting costs, as well as the prices of pitch and semi-coke may be determined in each case. These calculations show that such coke is more economic in countries in which the price of coke is high. It is obvious that the price of pitch and that of semi-coke dust will also determine the remunerativeness of this method of production.

The use of semi-coke in the manner described above will determine the remunerativeness of the actual semi-coking process.

Shape of Briquettes obtained from Semi-coke

The methods of utilizing the semi-coke described above are closely bound up with the question of the shape of the briquettes. A cubic or oblong shape could be adopted, as has been the practice up till now in coal dust briquetting plants, or, on the other hand, cylindrical presses could be employed for the manufacture of ovoidal briquettes. The solution to this problem depends upon two factors: firstly, presses exerting considerable pressures at high temperatures

may require a special shape of briquette, and secondly, the consumers of coke made from briquettes may also have their special requirements.

It seems, however, that the use of cylindrical presses producing small briquettes under a pressure of 200—400 kg/sq. cm. would be advantageous inasmuch as the coking of such briquettes would yield homogeneous coke without any cracks or crevices.

The quantities of coke obtained by the Institute by the methods described above do not exceed more than a few kilograms. Our experience, therefore, is restricted to material formed in small dies. (The electrical coking oven had a load of 5 kg). In every case the coked briquettes were homogeneous, and no cracks could be observed.

It is possible, however, that larger (1 kg) oblong briquettes might well possess the same advantages as the smaller oval ones.

The Qualities of Coke obtained from Briquettes

It would be premature to express a definite opinion as to the coke obtained from briquettes containing a high percentage of semi-coke. Only experiments carried out on hundreds of tons would show its advantages and disadvantages. It appears, however, that the material thus obtained would probably exhibit exceptional homogeneity with regard to its physical properties. This circumstance would be of great importance in metallurgy, and other industries using coke. Further, it would be possible to produce coke from semi-coke with the possibility of choosing raw material free from undesirable impurities.

Conclusions

The methods for the improvement of semi-coke developed by the Institute may well lead to the large consumption of semi-coke, as a valuable material for obtaining: 1. briquettes from semi-coke with coal-dust as binder, 2. coke obtained by coking briquettes from semi-coke and coking coal, and, 3. briquettes of coke from non-coking coal and pitch.

Zusammenfassung

Die industrielle Entwicklung der Tieftemperaturdestillation der Kohle wird unter anderem durch die Schwierigkeiten des Absatzes der staubförmigen Halbkoksprodukte gehemmt.

Die Kohlenabteilung des Chemischen Forschungsinstitutes in Warschau hat drei Verfahren ausgearbeitet, welche die Verwendung des Halbkoksstaubes und seine Veredlung ermöglichen:

1. *Herstellung von Briketts aus Halbkoksstaub unter Benutzung von Kohle als Bindemittel.*

Es wird eine entsprechende Mischung von Halbkoks- und Kohlenstaub auf 380—440° erhitzt und gepreßt.

2. *Herstellung von Koks durch Brikettierung von Halbkoksstaub bei entsprechender Temperatur, unter Benutzung von Kohle als Bindemittel und darauffolgende Verkokung der Briketts.*

Verfahren ermöglicht die Herstellung eines Hüttenkokses von gleich-
eschaffenheit und Stückgröße nicht nur aus Kokskohle, sondern auch
aus einer nicht backenden Kohle.

... stellung von Koks aus nicht backender Kohle.

Kohlenstaub aus nicht backender Kohle wird der Tieftemperaturdestillation unterworfen und der erhaltene Halbkoksstaub in bekannter Weise mit Pech brikettiert. Die Briketts werden verkokt.

Die beschriebenen Verfahren liefern die Grundlage zu einer rationellen Massenverwertung des Halbkokses.

Nr. 200

Pologne

L'agglutination de la houille et l'activation de sa surface pendant le procès de la formation du coke, considérées comme deux phénomènes inverses

Institut de Recherches Chimiques, Varsovie

Prof. Dr. W. Świętosławski.

On sait que les houilles minérales chauffées pas trop lentement se comportent de manières différentes selon le cas. Notamment, les charbons cokéfiants, chauffés à une température de 350—450° environ passent par un état plastique, après quoi la masse pâteuse s'agglutine et forme à des températures plus élevées des morceaux homogènes de coke.

Les charbons non cokéfiants, chauffés dans des conditions analogues, ne forment guère de pâte plastique et, quand on continue de les chauffer, ils se résolvent en poudre, ou bien ils forment des morceaux de coke qui se brisent même sous l'action de heurts ou de frottements assez légers.

L'examen de la surface des produits solides de la distillation des charbons cokéfiants et non cokéfiants montre que ces surfaces diffèrent d'une manière bien distincte.

La surface des cokes provenants de charbons agglutinants est peu développée, possède un pouvoir minime d'adsorption de vapeurs et de gaz et ne décolore point les solutions de colorants organiques. Au contraire un produit provenant d'un charbon non cokéfiant présente une surface plus développée, grâce à quoi il possède le pouvoir d'adsorber des vapeurs et des gaz et de décolorer des solutions.

Des expériences faites à l'Institut de Recherches Chimiques à Varsovie avec les produits de la distillation sèche des variétés pétrographiques du fusain, du durain et du vitrain provenant d'un même gisement ont montré qu'il existe de grandes différences dans le pouvoir d'adsorption de ces produits. A savoir, si nous effectuons une distillation dans des conditions identiques, le fusain formera un produit dont la surface aura un pouvoir d'adsorption beaucoup plus considérable. Le produit obtenu du durain aura une surface moins développée, tandis que le pouvoir décolorant et adsorbant du produit de la distillation du vitrain sera encore moindre.

Jusqu'à présent il a été question de distillations sèches effectuées dans des conditions physiques identiques, c'est-à-dire que l'on supposait que la grandeur du grain du matériel, les limites de la température et la

vitesse du chauffage étaient les mêmes. Les phénomènes de distillation deviennent différents, si on modifie les conditions dans lesquelles ils se produisent.

Considérons d'abord le charbon non cokéfiant. Des expériences effectuées à l'Institut de Recherches Chimiques à Varsovie, de même que des recherches effectuées ailleurs, ont démontré que le développement de la surface active de la houille non cokéfiante dépend de la vitesse du chauffage, de la température finale, du temps de chauffage à cette dernière température et enfin de la grandeur du grain du matériel employé pour l'expérience. Ainsi le semicoke provenant du chauffage du charbon non cokéfiant à une température d'environ 500° aura une surface très peu développée, l'activité de la surface du même matériel semicokéfié à une température d'environ 600° à 700° sera plus considérable. Cette activité augmente avec la température jusqu'à une certaine limite. Une température d'environ 900° fait disparaître graduellement l'activité de la surface à la suite du phénomène du graphitage.

Le temps pendant lequel on chauffe à la température finale exerce une influence décisive sur le degré de développement de la surface du produit obtenu. L'émiettement du matériel employé favorise l'activité de la surface.

Quant au charbon cokéfiant, il faut remarquer que le pouvoir d'agglutination disparaît, si nous diminuons la vitesse du chauffage à des températures inférieures à environ 350°, mais surtout dans les limites d'environ 350 à 450°, c'est-à-dire lorsque la houille agglutinante devient plastique.

Si nous prolongeons suffisamment le chauffage à ces températures, nous pouvons faire disparaître totalement le pouvoir d'agglutination des houilles cokéfiantes. Ce phénomène a lieu d'autant plus facilement que le matériel employé est plus émietté.

En prolongeant le chauffage dans les limites de ces températures nous pouvons faire disparaître la transformation de la houille cokéfiante en un état plastique, ce qui lui confère en même temps les caractères distinctifs des houilles non cokéfiantes.

En faisant varier ainsi la manière de chauffer cette houille et en la chauffant ensuite à des températures plus élevées, nous pouvons facilement tirer d'elle un produit ayant une surface très développée et très adsorbante, comme dans le cas de la houille non cokéfiante.

Influence des deux facteurs susdits sur la production du coke au moyen de mélanges de charbon.

Nous avons déjà exposé sommairement les phénomènes qui ont lieu pendant la distillation sèche des houilles cokéfiantes et non cokéfiantes dans le but d'étudier au point de vue de ces phénomènes la production du coke dans les fours.

Des recherches spéciales ainsi qu'une longue expérience pratique de l'industrie du coke ont prouvé qu'on obtient d'habitude les meilleurs résultats lorsqu'on choisit des houilles qui se prêtent le mieux à former

des mélanges, fournissant le coke le plus résistant au point de vue mécanique. C'est pourquoi on ajoute du charbon maigre aux houilles cokéfiantes qui ont un grand pouvoir d'agglutination. Dernièrement on a proposé de remplacer le charbon maigre par le semicoke. Ce procédé nous préserve des inconvénients tels que des fissures du coke, des gonflements démesurés de l'effervescence due à la présence d'une quantité de vitrain trop grande.

Bien que dans l'industrie le procédé d'ajouter du semicoke aux houilles était connu, on ignorait jusqu'à présent les raisons théoriques qui rendent ce procédé avantageux. De plus on ignorait laquelle des variétés du semicoke se prête le mieux au but proposé. Quant aux autres applications du semicoke on manquait de même d'indications théoriques qui permettraient d'obtenir des combustibles plus précieux.

Dans la section houillère de l'Institut de Recherches Chimiques à Varsovie on a étudié le rôle des surfaces des produits qu'on obtient pendant la cokéfaction de mélanges de houilles cokéfiantes et non cokéfiantes ou bien de mélanges de charbons cokéfiants et de semicoke.

Pour expliquer la nature des phénomènes qui ont lieu dans le four il serait utile d'étudier comment se comportent le semicoke et les houilles actives obtenues de la houille minérale ou du charbon de bois pendant qu'on les comprime en briquettes, en employant du brai comme liant. Quand la température est basse, il y a deux surfaces: la surface lisse du brai pâteux et la surface développée du charbon de bois ou du semicoke. La question se pose s'il est facile d'imbiber de brai la surface développée du charbon ou du semicoke.

Il est certain que plus la surface du produit employé pour fabriquer des briquettes est développée, plus son agglutination au moyen du brai est difficile. La poudre de houille très active ne peut pas être briquettée à une température d'environ 80—90°, elle ne se transforme pas non plus à l'aide du brai en briquettes suffisamment résistantes même sous pression. Cela tient sans doute à la répulsion de la masse à demi liquide par la surface du charbon. Le phénomène dépend de plusieurs facteurs, c'est-à-dire de l'état des surfaces du charbon et du brai, du contenu d'air dans les pores, enfin de la quantité des gaz adsorbés à la surface du charbon.

On peut le démontrer aisément à des températures élevées pendant la cokéfaction d'un mélange de charbon de bois et de vitrain. Il est certain qu'au moment où le vitrain passe à l'état plastique, la masse à demi liquide n'imbibe pas suffisamment le charbon de bois et c'est pourquoi le mélange ne donne pas de pâte uniformément agglutinée.

Les expériences en question ont été confirmées par d'autres observations qui ont déjà été décrites. On sait qu'après l'extraction à l'aide de la pyridine, le charbon cokéfiant perd son pouvoir agglutinant. Ce sont les substances qui provoquent l'agglutination du charbon et la formation du coke qui passent dans l'extrait. Malgré cela, après avoir mélangé l'extrait avec ce qui est resté après l'extraction, on a obtenu un mélange privé de pouvoir cokéfiant. Au contraire on a obtenu un

formé en imbibant ce qui est resté après l'extraction d'une .e la matière extraite.

...ns maintenant aux applications pratiques des résultats de nos erches. Quel est le procédé qu'il faut adopter dans l'industrie de . .okéfaction ? Lorsqu'il s'agit de fabriquer du coke avec un mélange le matériaux agglutinants et non agglutinants, il est indispensable d'assurer les conditions nécessaires pour que, au moment où le charbon cokéfiant passe par l'état plastique, la matière indifférente (comme le semicoke) ou incapable d'être cokéfiée (comme le charbon non agglutinant) puisse s'imbiber de la masse à demi liquide.

Les observations de la masse qui sort du four à coke prouvent qu'il n'est pas toujours possible d'imbiber suffisamment la matière non cokéfiante de charbon cokéfiant. En effet nous remarquons dans le coke provenant de divers mélanges de houilles cokéfiantes et non cokéfiantes des globules séparés de coke liés très lâchement avec le reste de la substance. Ces globules sont d'habitude recouverts de petits grains noirs du produit non cokéfiant. Les globules provenant du vitrain dont les surfaces sont développées ne s'imbibent pas pendant le chauffage quand il est à l'état plastique. L'étude des propriétés des différentes portions du coke sortant du four nous montre que ces portions ne sont pas homogènes.

Les couches qui s'étaient trouvées en bas ont subi une pression plus forte ce qui favorise le collage des grains du charbon cokéfiant et non cokéfiant. Il est clair que l'imbibition et le collage du mélange entier en une masse homogène dépend principalement de la surface du produit qu'on obtient tant du charbon cokéfiant que du charbon non cokéfiant ou du semicoke.

De même le gonflage de la masse par les gaz qui se dégagent pendant le phénomène dépend en grande partie de la mesure dans laquelle le charbon cokéfiant fondu se mélange avec les autres composants. Considérons comment a lieu la cokéfaction d'un mélange de charbons cokéfiants et en partie de charbons non cokéfiants. Au moment où le charbon cokéfiant devient plastique la houille non cokéfiante présente déjà une surface assez développée; ce développement augmente avec la température. En même temps un dégagement de gaz a lieu. Par conséquent c'est la surface déjà développée de la houille cokéfiante et le dégagement des gaz qui empêchent un collage complet de la masse.

Si nous employons pour la cokéfaction un mélange de charbons cokéfiants et de semicoke les mêmes phénomènes auront lieu. La surface développée du semicoke empêche évidemment son imbibition complète de la masse à demi liquide du charbon cokéfiant à cause de la porosité de cette substance et à cause des gaz qui s'en dégagent. Ces gaz peuvent être absorbés par le semicoke à des températures inférieures ou bien ils se dégagent du semicoke au cours de la distillation à des températures plus élevées.

Les essais faits pour obtenir du coke au moyen de charbons cokéfiants et de semicokes qui diffèrent entre eux par le degré de développement de leurs surfaces, confirment les résultats de nos recherches.

L'expérience a démontré que le coke obtenu est d'autant plus mauvais, que le semicoke employé comme matière première a eu une surface plus développée.

Ces observations prouvent que le développement de la surface empêche l'agglutination de la houille pendant le procès de la formation du coke. Comme le problème que l'industrie du coke doit résoudre consiste à produire dans les fours à coke une masse, autant que possible uniformément collée et en même temps poreuse, il est nécessaire que ces deux facteurs nous permettent d'atteindre le but proposé.

Et d'abord il faut répondre à la question s'il est plus avantageux d'employer un mélange de houilles cokéfiantes et non cokéfiantes ou bien un mélange de charbon cokéfiant et de semicoke convenable.

Nous croyons que le second procédé est plus recommandable, car lorsque nous employons du semicoke, nous pouvons nous rendre compte d'avance du degré de développement de la surface et des quantités de gaz non adsorbés inclus dans ses pores. Au contraire, si nous employons pour produire du coke un mélange de houilles cokéfiantes et non cokéfiantes, la surface développée des grains de la houille non cokéfiante se formera déjà dans le four à coke. En même temps il est évident que les gaz seront dégagés en quantité beaucoup plus considérable que dans le cas de l'emploi du semicoke. Il en résulte que la formation d'une masse homogène dépend dans le cas de l'emploi du charbon non cokéfiant d'un plus grand nombre de facteurs exerçant une influence défavorable sur le phénomène de collage et sur le contact de la masse cokéfiée.

Ces observations nous enseignent que les semicokes employés dans les mélanges doivent être examinés quant au degré de développement de leurs surfaces. Il faut avoir soin pendant la distillation à basse température que le chauffage ne dure trop longtemps et il faut éviter de chauffer à des températures auxquelles un développement excessif des surfaces des produits obtenus pourrait avoir lieu.

Nos observations qui se rapportent à l'imbibition du semicoke de la masse à demi liquide obtenue du charbon cokéfiant nous ont amené à la conclusion que l'émiettement trop avancé des matières exerce une influence défavorable sur les résultats obtenus. L'expérience confirme complètement cette conclusion non seulement lorsqu'il s'agit de houilles cokéfiantes et non cokéfiantes, mais aussi de la houille cokéfiante seule. Il suffit de réduire la grandeur des grains de la houille cokéfiante à tel point qu'ils puissent passer par un tamis de 7000 mailles par cm², pour qu'il devienne impossible d'obtenir une masse agglutinante. Le coke provenant d'une houille tellement émiettée aura un extérieur mat et sera traversé de part en part par des fissures, qui le séparent en couches fort désunies. Il est clair que la résistance mécanique d'un tel coke est très faible. D'autre part nous concluons qu'il n'est pas possible d'ajouter au mélange du semicoke au-delà d'un certain maxi-

mum; même si nous employons une substance suffisamment émiettée et si nous mélangeons parfaitement le semicoke avec le charbon agglutinant on obtient une pâte plastique en chauffant légèrement le charbon cokéfiant. Pour augmenter autant que possible la quantité de semicoke employé et pour mettre ainsi à profit les substances collantes du charbon cokéfiant il est nécessaire de perfectionner le procédé.

Il faut pour cela que la matière indifférente destinée à être cokéfiée, telle que le semicoke, soit auparavant imbibée de la masse à demi liquide de la houille cokéfiante. Il faut par conséquent mélanger le charbon cokéfiant émietté avec le semicoke, chauffer le mélange à une température telle que l'état plastique soit atteint et briquetter la masse entière sous une pression convenable en formant ainsi une masse bien imbibée et presque homogène.

On peut encore procéder d'une autre manière: on mélange le semicoke chaud qui sort du four avec du charbon cokéfiant ayant une température un peu plus basse et on obtient ainsi une température convenable à laquelle le briquettage fournit une masse bien collée et presque homogène.

Les recherches sur la production du coke à l'aide des méthodes qui viennent d'être décrites et les études concernant les propriétés de ces cokes ont été effectuées dans la section houillère de l'Institut de Recherches Chimiques de Varsovie; on a constaté que le coke qu'on a obtenu ainsi possède les propriétés chimiques et mécaniques requises.

Les recherches théoriques sur les conditions de la formation du coke prouvent qu'on peut l'obtenir même au moyen de charbons non cokéfiants. Il faut employer pour ce but un semicoke ayant une surface aussi peu développée que possible: en briquettant un mélange de semicoke et de brai à une température d'environ 80—100° on obtiendra une masse formée par du semicoke bien imbibé de brai. Ces briquettes devront être soumises à une cokéfaction qu'on effectue comme d'ordinaire.

On a à faire ici à des phénomènes analogues à ceux qui ont lieu pendant la formation de briquettes de semicoke et de charbon cokéfiant à des températures auxquelles l'état plastique a lieu. Si nous avions mélangé le brai et le semicoke sans les avoir briquettés, il aurait été impossible d'utiliser le pouvoir collant du brai. Les surfaces du brai et du semicoke n'auraient pas été mises en contact. Les considérations qui viennent d'être exposées expliquent suffisamment le phénomène bien connu que le fusain qui se distingue par sa surface très développée, est l'une des impuretés les plus nuisibles du charbon cokéfiant.

En résumant les résultats du présent compte-rendu nous pouvons affirmer que la formation de surfaces développées des produits stables de la distillation sèche est un phénomène inverse de celui de la production de masses collées et agglutinantes du coke.

Ce n'est qu'en imbibant suffisamment à des températures convenables les surfaces développées des produits n'ayant pas de pouvoir d'agglutination de la masse à demi liquide du charbon cokéfiant ou du brai

qu'on trouve le moyen le plus efficace d'employer les substances agglutinantes qui sont l'une des parties constituantes du charbon cokéfiant.

Zusammenfassung

Wenn man kokende, beziehungsweise nichtkokende Kohle einer rasch verlaufenden trockenen Destillation unterzieht, so erhält man feste Destillationsprodukte von sehr verschiedener Flächenentwicklung. Koks und gleichermaßen Halbkoks aus nichtkokender Kohle besitzen eine aktive Oberfläche, die adsorbierende Wirkung entfaltet, wogegen ein Produkt aus kokender Kohle eine nur schwach entwickelte Oberfläche aufweist. Die petrographischen Modifikationen Vitrit, Durit und Fusit zeigen in dieser Hinsicht gleichfalls verschiedenes Verhalten. Produkte aus Vitrit haben eine wenig, die aus Durit eine mehr, und die aus Fusit die am meisten entwickelte Oberfläche. Ändert man aber die Bedingungen, insbesondere die Schnelligkeit der Erhitzung, so kann man auch aus kokender Kohle bei tieferen Temperaturen, besonders bei 350—450°, Produkte mit entwickelter Oberfläche erhalten.

Wenn wir so zwischen backender und nichtbackender Kohle beim Erhitzen unterscheiden und in Betracht ziehen, daß im Koksofen nicht nur das Backen der kokenden Kohle selbst, sondern gleichzeitig auch ein Durchdringen und Zusammenbinden der Teile, die selbst unfähig sind zusammenzubacken, stattfinden soll, haben wir versucht, den ganzen Verkokungsprozeß von diesen Gesichtspunkten aus zu erläutern.

Es wurde weiterhin auf Grund von Versuchen festgestellt, daß auch das Durchtränken der Kohle mit Pech bei 80-90° um so schwieriger auszuführen ist, je aktiver die Oberfläche des zu bindenden Materials ist. Auch beim Koken von Gemischen von kokender Kohle mit Halbkoks resultiert um so schlechterer Koks, je aktiver die Oberfläche des verarbeiteten Halbkokses war.

Die obigen Tatsachen führen zum Schluß, daß von zwei möglichen und in der Praxis benutzten Verfahren zur Herstellung von Koks aus einer Mischung von kokender und nichtkokender, bzw. aus kokender Kohle mit Halbkoks, das zweite Verfahren die Binde- und Backfähigkeit der kokenden Kohle besser ausnutzt, jedoch wird bei dem üblichen Mischungsverfahren von kokender Kohle mit Halbkoks das Binde- und Backvermögen der in backenden Kohlenarten enthaltenen Substanzen nicht vollständig ausgenutzt.

Im Chemischen Forschungsinstitut in Warschau ausgeführte Versuche haben erwiesen, daß man zu einer besseren Ausnutzung der backenden Substanzen gelangen kann, wenn man zuvor den Halbkoks mit kokender Kohle bei der Temperatur ihres plastischen Zustandes brikettiert. Es kommen hier zwei Moglichkeiten in Betracht: entweder erhitzt man die fertige Mischung auf verlangte Temperatur, oder man mischt den aus dem Ofen kommenden heißen Halbkoks mit einer kokenden Kohle, die soweit erhitzt wurde, daß die erhaltene Mischung bei dieser Temperatur brikettiert werden kann.

Diese Maßnahmen erlauben, den Prozentgehalt an Halbkoks in der für den Koksofen bestimmten Masse bedeutend zu steigern.

Die im Chemischen Forschungsinstitut, Warschau, erhaltenen Ergebnisse bestätigen die Tatsache, daß es möglich ist, Koks gleichfalls aus einer Mischung nichtkokender Bestandteile zu erhalten, nämlich aus Halbkoks und Pech. Damit in diesem Falle ein Zusammenbacken des Materials erfolgt, muß der Halbkoks mit Pech als Bindemittel brikettiert werden; erst nach dem Durchdringen des Halbkokses mit dem Bindemittel erhält man befriedigende Resultate.

Aus der Beschreibung der Versuche ist klar, daß das Backen der Kohle und die Entwicklung der Oberfläche bei der Koksbildung zwei einander entgegenwirkende Prozesse darstellen.

Generalbericht

Feste Brennstoffe, Gewinnung, Handel und Verarbeitung

Prof. Dr.-Ing. P. Rosin

1. Gewinnung und Aufbereitung

Bericht Nr. 235: Mining Bituminous Coal by Stripping Methods (U. S. A.)
Scott Turner and Bureau of Mines Staff

1928 wurden in U. S. A. 18,2 Millionen t oder 4 % der amerikanischen Förderung an bituminöser Kohle und 2,5 Millionen t oder 3,2 % der Anthrazitförderung im Tagebau gewonnen. Die Methoden der Abraumtechnik und Kohlengewinnung werden beschrieben. Abraum- und Abbaukosten betragen bei bituminöser Kohle 3,20 bis 6,90 M je t, bei Anthrazit 7,60 bis 20,30 M je t. Angaben über den notwendigen Kapitalbedarf werden gemacht. Der Tagebau ist volkswirtschaftlich wichtig, da er im Gegensatz zum Tiefbau nur geringen Abbauverlust aufweist. Wegen seiner leutesparenden Mechanisierung wird er weniger von den Arbeiterproblemen betroffen. Eine Zukunftsaufgabe ist die Wiederurbarmachung ausgekohlten Bodens.

Bericht Nr. 114: Die hydro-pneumatische Aufbereitung der Kohle (Japan)
Prof. T. Takakuwa

Hydro-pneumatische Separation wird die Erscheinung genannt, daß in einem unter Wasser stehenden Kohlen- und Bergebett eine Sonderung erfolgt, wenn stoßweise von unten Preßluft eintritt. Umgekehrte Klassierung besagt, daß ein großes Kohlenstück in einem dichten Bett von Feinkohle durch einen waagerechten Wasserstrom an die Oberfläche gehoben wird. Die Verbindung beider Verfahren erweitert die aufbereitbare Grenzgröße von Kohle und Bergen in einem Apparat, erlaubt daher weiter gespannte Klassierung. Hydro-pneumatische Aufbereitungen (Herde, Setzmaschinen, Gerinne) erzielen gute Aussonderung bei Raum- und Baustoffersparnis.

Bericht Nr. 361: Der Schmelzpunkt der Kohlen- und Koksasche (Schweden)
S. Qvarfort

Die Ursache der Schlackenbildung in Feuerungen wird an Hand von Versuchen besprochen. Die wirtschaftlichen Aussichten, den Aschenschmelzpunkt durch chemische Zusätze zu erhöhen, sind gering, dagegen

erniedrigen ihn schon kleine Kalkzuschläge. Die Asche von Koks hat einen tieferen Schmelzpunkt als die der Ursprungskohle, verursacht durch Reduktion der Eisenoxyde und teilweise Sinterung bei der Entgasung. Durch wiederholtes Umschmelzen sinkt der Schmelzpunkt der Asche bis zur Konstanz, bei der kein Unterschied mehr zwischen Kohle und Koks besteht. Vorglühen der Asche führt zur Bildung von Eisensilikaten. Der Aschengehalt der Kohle steigt mit abnehmender Korngröße, der Schmelzpunkt der einzelnen Fraktionen ist verschieden. Die Laboratoriumsuntersuchung über das Schmelzverhalten der Asche gestattet einen Schluß auf die Feuerung.

2. Handel und Wirtschaft

Bericht Nr. 59: The Sale of Coal under Specification (Great Britain)
R. A. Burrows and N. Simpkin

Die allgemeinen Richtlinien des Kohlenverkaufs nach Liefervorschriften werden erläutert. Die Zechen dürfen heute dem Wunsche, Kohlen nach Gütenormen einzukaufen, so daß der Preis der Güte der Kohle entspricht, nicht mehr widerstreben. Im Verhältnis zu den Vorteilen gleitender Verkaufsskala sind die Kosten für Probenahme und Analysen gering. Die Hauptpunkte des Liefervertrages sind Vereinbarungen über Probenahme und Untersuchung. Neben dem Heizwert spielen Feuchtigkeit und Asche, darüber hinaus bei Sonderzwecken auch Backfähigkeit, Schwefelgehalt, flüchtige Bestandteile und Aschenschmelzpunkt eine Rolle in der Bewertung. Eindeutige Normung der handelsüblichen Kohlensorten und Korngrößen ist die Grundlage, und eine internationale Verständigung hierüber sowie über die Methoden der Probenahme und Kohlenuntersuchungen wird angeregt.

Bericht Nr. 71: The Purchase and Sale of Coke to Specification (Great Britain)
E. C. Evans

Liefervorschriften für den Kauf und Verkauf von Hochofenkoks, die 1924 in einem Teil Englands zwischen den Zechen und der Eisenindustrie vereinbart wurden, werden mitgeteilt. Die Bewertung des Kokses geschieht nach dem Gehalt an Brennbarem; als normaler Koks gilt solcher mit 19,99 % Asche + Feuchtigkeit. Für jedes Prozent mehr oder weniger erfolgt Prämie oder Abzug. Der Hauptnachteil dieser Normung ist die Außerachtlassung der physikalischen Eigenschaften. Drei Koksforschungsausschüsse befassen sich daher weiter mit der Frage seiner Bewertung, und eine Methode zur Prüfung der Sturzfestigkeit wurde ausgearbeitet.

Bericht Nr. 231: Statistical Studies of Progress in Fuel Efficiency (U. S. A.)
F. G. Tryon and H. O. Rogers

Ein Vergleich zwischen Brennstoffverbrauch und damit erzeugten

Werten zeigt den großen Fortschritt der Wärmewirtschaft. Er beruht nicht nur auf neuen Erfindungen, sondern auf der Summierung kleiner Verbesserungen und der Verbreitung erprobter Methoden. Die durch den Weltkrieg verursachten hohen Brennstoffpreise stürzten die Kohlenindustrie der ganzen Welt in eine Absatzkrise, veranlaßten die Verbraucher zu Sparmaßnahmen und bewirkten als wichtigste Folge eine Schonung der Weltreserven an Kohle.

3. Verarbeitung, insbesondere Schwelung

Bericht Nr. 72: The Economics and Commercial Development of Low Temperature Carbonisation in Great Britain
(Great Britain)
Dr. C. H. Lander

Im Gegensatz zur Gas- und Koksindustrie kennt die Schwelung kein eigentliches Haupterzeugnis, sondern nur solche, deren Preise von schwankenden Marktverhältnissen abhängig sind. Deshalb ist die Wirtschaftlichkeit von Schwelanlagen nicht von vornherein gesichert. Trotzdem ist in England die Forderung nach rauchlosen Brennstoffen ein Anreiz zur Errichtung von Schwelanlagen, während der Schwelteer als wirtschaftliche Grundlage so lange ausscheidet, als billige Verfahren zu seiner Veredlung fehlen. Aber auch der Bedarf an stückigem Halbkoks für Hausbrand und Kleinindustrie ist zu gering für eine Schwelindustrie großen Ausmaßes. Die Wirtschaftlichkeit von Schwelanlagen mit Koks als Haupterzeugnis ist daher nur dann einigermaßen gesichert, wenn auch das Gas gewinnbringend abzusetzen ist. Die Entwicklung der englischen Schwelindustrie ist somit von der Schaffung eines Halbkoksmarktes abhängig, der durch behördliche Maßnahmen zur Verringerung der Rauchplage begünstigt wird. Als wirtschaftlich beste Lösung erscheint die Angliederung von Schwelanlagen an Gaswerke, deren Koksverteilung und Gasabnahme günstige Bedingungen bietet. Die Kupplung von Schwelung und Kraftwerken tritt in England noch zurück.

Unter Verzicht auf ausführliche Wirtschaftlichkeitsberechnungen, deren Grundlagen noch fehlen, werden die verschiedenen Schwelsysteme kritisch behandelt und die bisher zu Großanlagen gediehenen Verfahren nach technischen Gesichtspunkten beschrieben.

Bericht Nr. 111: Low Temperature Carbonization of Japanese Coal
(Japan)
S. Yamaguchi

In Japan wurden umfangreiche Versuche zur Prüfung der Frage ausgeführt, durch Schwelung brauchbare Motorentreibstoffe zu gewinnen. Zu den auf die Laboratoriumsarbeiten folgenden Schwelversuchen diente eine horizontale Thyssen-Drehtrommel und vertikale Davidson-Retorten. Die Ergebnisse zeigen die grundsätzliche Möglichkeit zur Erzeugung brauchbarer Öle.

Bericht Nr. 399: Essais de distillation de charbon sous pression et en présence d'hydrogène (France)
Dr. H. Leroux

Die Ergebnisse von Steinkohlen-Schwelversuchen bei Temperaturen von 650—950°, Drücken von 1—6 at ohne und mit Wasserstoff, werden mitgeteilt. Bei Steigerung der Temperatur in den angegebenen Grenzen verdoppelt sich die Gasausbeute und sein Heizwert steigt von 12 auf 20% der Kohle. Bei erhöhtem Druck sinkt die Gasausbeute, der Heizwert aber steigt infolge höheren Methangehaltes. Mit Wasserstoff findet eine Gashydrierung statt, deren Bestwert bei 750° liegt. Menge und Beschaffenheit des Teeres werden durch Druck und Wasserstoff wenig beeinflußt. Die Ammoniakausbeute steigt mit Temperatur und Druck besonders stark bei Gegenwart von Wasserstoff.

Bericht Nr. 201: Methods for the Improvement of Semi-Coke (Poland)
Prof. Dr. W. Świętosławski

Drei Verfahren, durch Heißbrikettierung bei 380—440° C und 200—400 at Preßdruck aus staubförmigem Halbkoks nichtbackender Kohlen stückigen Brennstoff herzustellen, wurden im Laboratorium erprobt: 1. Brikettierung gleicher Teile von Halbkoks mit nichtbackender oder einem Gemisch backender und nichtbackender Kohle, 2. die Brikettierung nach 1 und nochmalige Verkokung der heiß gepreßten Briketts, 3. Brikettierung unter Pechzusatz und anschließende Verkokung.

Bericht Nr. 200: L'agglutination de la houille et l'activation de sa surface pendant le procès de la formation du coke, considérées comme deux phénomènes inverses (Pologne)
Prof. Dr. W. Świętosławski

Versuche und Kokereierfahrungen zeigen, daß die Verkokung von Gemischen backender und nichtbackender Kohlen um so schlechter gelingt, je aktiver die Oberfläche des nichtbackenden Anteiles ist. Das beruht auf der Adsorption von Gasen, die den Bindevorgang stören. Das Backvermögen läßt sich besser ausnützen, wenn man das Gemisch bei der Temperatur des plastischen Zustandes brikettiert. Besonders gut eignen sich hierfür Mischungen von Halbkoks mit backender Kohle, wobei durch die Verstärkung des Backvermögens der Anteil an backender Kohle zur Herstellung guten Kokses wesentlich herabgesetzt werden kann.

Entwicklungslinien

Die Mechanisierung im Kohlenbergbau nimmt zu. Im Tiefbau sind es Schrapper, Lademaschinen und Bandförderer, im Tagebau immer größere Ausmaße von Baggern, Förderbrücken und Großraumwagen, die das Bild beherrschen. Während der Tagebau von jeher die Grundlage der deutschen Braunkohlenförderung war, gewinnt er jetzt in Amerika auch für Steinkohle an Bedeutung.

Das große Problem der Aufbereitung ist die Befreiung der Kohle von Asche. Unsummen an Geld und menschlicher Arbeitskraft werden an Aschefrachten, Schlackenschwierigkeiten der Feuerungen, Flugaschenentfernung und Aschenabfuhr verschwendet. Der Gehalt der Brennstoffe an Asche und ihr Schmelzpunkt begrenzen heute die Feuerungsleistung. Brauchbare Methoden, das Schmelzverhalten der Asche in der Feuerung vorauszusehen, sind daher von Bedeutung.

Die Tendenzen der Wärmewirtschaft führen den Käufer in dem Bestreben, an Brennstoff zu sparen, immer mehr zur Auswahl geeigneter Sorten und lassen Lieferverträge entstehen, bei denen der Preis gleitend der Kohlengüte angepaßt wird. Der Gedanke der Kohlennormung bricht sich Bahn — zu seiner Verwirklichung sind aber nationale und internationale Vereinbarungen über die Bezeichnung der Sorten und die Methoden der Probenahme und Analyse Vorbedingung.

Bei der Verkokung wird durch Vorbehandlung und Mischung der Kohlen der Bereich verkokbarer Arten unter Verbesserung der Kokseigenschaften erweitert. Halbkoks bewährt sich als Magerungsmittel. Kürzere Garungszeiten und höhere Ofenleistungen kennzeichnen die Entwicklung. Die Schwelung hält trotz mancher wirtschaftlicher Fehlschläge besonders das Interesse der ölarmen Länder wach. Während bei deutscher Braunkohle der Teer das Haupterzeugnis ist, muß die Steinkohlenschwelung ihren Gewinn aus dem Verkauf stückigen, rauchlosen Brennstoffes ziehen. Ein fester Markt für ihre Erzeugnisse fehlt noch. Das Schwelgas verdient mehr Aufmerksamkeit, und die Angliederung von Schwelereien an Gaswerke wird deshalb für Steinkohle erwogen, während für Braunkohle die Kupplung mit Kraftwerken den Koksabsatz sichert.

Diskussionsvorschläge

1. Wie verhalten sich die Kosten der Entaschung von Kohle durch Aufbereitung zur Frachtersparnis, höheren Feuerungsleistung, zum Wegfall von Schlackenschwierigkeiten, zur Flugaschenplage und Aschenabfuhr?

2. Welche Grundlagen sind erforderlich für internationale Vereinbarungen über die Sortenbezeichnung, Probenahme und Analyse von Kohlen?

3. Welche wirtschaftlichen Vorteile bietet die Kupplung von Schwelereien mit Gas- oder Elektrizitätswerken?

General Report

Solid Fuels, Production, Trade and Treatment

Prof. Dr.-Ing. P. Rosin

1. Production and Preparation

Paper No. 235: Mining Bituminous Coal by Stripping Methods (U. S. A.)
Scott Turner and Bureau of Mines Staff

In the United States of America during 1928, 18.2 million tons of bituminous coal or 4% of the American output and 2.5 million tons or 3.2% of the anthracite output were mined in open workings. The methods of stripping and mining coal are described.

Stripping and mining costs range from 3/1½ d to 6/9 d ($ 0.70 to $ 1.44) per ton for bituminous coal, and from 7/5½ d to £ 1 ($ 1.77 to $ 4.84) per ton for anthracite. Details on the necessary capital are given. Open working is economically important as it shows only a small mining operation loss as compared with deep mines. On account of its labour-saving mechanism it is less affected by the labour problem. A task for the future is the re-cultivation of ground from which coal has been taken.

Paper No. 114: Die hydro-pneumatische Aufbereitung der Kohle (Japan)
Prof. T. Takakuwa

The term hydro-pneumatic separation is applied to the process of separation which occurs in a coal or rock bed submerged under water when compressed air is introduced intermittently from below. Inverse classification means that a large piece of coal in a thick bed of small coal is brought to the surface by a horizontal stream of water. The combination of the two processes increases the grading limits into which coal and minerals may be separated in one apparatus, and facilitates therefore enlarged classification. Hydro-pneumatic treatment (tables, jigs, troughs) effects good separation with economy of space and plant.

Paper No. 361: Der Schmelzpunkt der Kohlen- und Koksasche (Schweden)
S. Qvarfort

The cause of clinkering in furnaces is discussed with reference to experiments. The economical prospects of raising the melting point

sh by addition of chemicals are small, but on the other hand it red by even small additions of chalk. The ash from coke has a melting point than that from the original coal, owing to the reduction of iron oxides and partial sintering during distillation. By repeated re-melting the fusing point of the ash is lowered until it becomes constant, at which there is no difference between coal and coke. Precalcination of the ash leads to the formation of iron silicates. The ash content of the coal increases as the size of grain decreases, and the melting point of the several fractions is different. Laboratory investigations, on the behaviour of the ash in fusion enable conclusions to be drawn with regard to its behaviour in the furnace.

2. Marketing and Distribution

Paper No. 59: The Sale of Coal under Specification (Great Britain)
R. A. Burrows and N. Simpkin

The general lines of selling coal to contractors' specification are explained. The collieries should no longer oppose the desire of the purchaser to buy coal according to a quality specification, so that the price of the coal corresponds to the quality. The costs of sampling and analysis are small in comparison with the advantages of a sliding selling scale. The chief points of a contract are agreement as to sampling and tests. In addition to the calorific value, moisture and ash have to be considered in the evaluation, and according to the special purpose required, consideration must also be given to the caking properties, sulphur content, the volatile constituents, together with the melting point of the ash. Definite standardisation of the commercial kinds and sizes of coal constitutes the foundation, and international agreement is advocated on this point and on the methods of sampling and testing coal.

Paper No. 71: The Purchase and Sale of Coke to Specification (Great Britain)
E. C. Evans

Particulars are given of contractors' specifications for the sale and purchase of blast furnace coke, which were agreed upon between the collieries and the iron industry in one part of England in 1924. The coke was valued according to the content of combustible matter and a standard coke was one containing 19.99% ash plus moisture; premiums or penalties were allowed for each unit percentage above or below. The principal disadvantage in this standardisation was the disregard of the physical qualities. Three committees on coke research are further investigating the question of its valuation and a method of determining the "shatter test index" was worked out.

Paper No. 231: Statistical Studies of Progress in Fuel Efficiency (U. S. A.)
F. G. Tryon and H. O. Rogers

A comparison between the fuel consumption and the heat generated is an indication of the great progress in fuel economy. It is based not

only on new inventions but on the accumulated effect of small improvements and the wider use of proved methods. The high price of fuel caused by the World War threw the coal industry of the whole world into a distribution crisis, and brought about methods of economy amongst consumers, the most important result being the conservation of the coal reserves of the world.

3. Treatment, with special reference to Low Temperature Carbonisation

Paper No. 72: The Economics and Commercial Development of Low Temperature Carbonisation in Great Britain (Great Britain)
Dr. C. H. Lander

As distinct from the gas and coke industry, low temperature carbonisation has no predominating product of its own, but only such as are dependent as regards price upon variable market conditions. On that account the economics of low temperature carbonising plants do not rest on any secure basis. The demand in England for smokeless fuel is, however, an incentive to the erection of low temperature carbonising plants, whilst the low temperature tar is worthless from the economic standpoint so long as cheap refining processes are lacking. Moreover, the demand for semi-coke lumps for house fuel and for small industries is too small for a low temperature carbonising industry on a large scale.

The profitable character of low temperature carbonising plants with coke as the main product can only be partially assured if the gas generated can also be disposed of at a profit. The development of the British low temperature carbonisation industry is consequently dependent upon the creation of a market for semi-coke encouraged by official regulations for the amelioration of the smoke nuisance.

The best economic solution seems to be that of connecting low temperature carbonisation plants with gas works, where the distribution of coke and sale of gas provide favourable conditions for development. The linking of low temperature carbonisation plants and power stations has not made any great progress, as yet, in England.

Whilst refraining from detailed calculations of economic efficiency, for which no basis at present exists, the various low temperature carbonising processes are critically discussed, and the processes as have attained to large-scale operation are described from the technical standpoint.

Paper No. 111: Low Temperature Carbonization of Japanese Coal (Japan)
S. Yamaguchi

In Japan, comprehensive investigations have been carried out for obtaining useful motor spirit by low temperature carbonisation. Following laboratory work, carbonisation tests were made with a horizontal

Rapport No. 361: Der Schmelzpunkt der Kohlen- und Koksasche (Schweden)
S. Qvarfort

On examine la cause de la formation de mâchefer dans le chauffage, d'après des essais effectués. On ne prévoit pas de grands avantages économiques par l'élévation du point de fusion des cendres par l'intermédiaire d'additions chimiques; par contre, de petites quantités de chaux l'abaissent déjà. Les cendres du coke ont un point de fusion moins élevé que celles du charbon initial; cela est dû à la réduction des oxydes de fer et à la fusion partielle durant la distillation. Lors de fusions répétées, le point de fusion des cendres diminue pour atteindre enfin une limite constante; il n'y a alors plus de différence entre le charbon et le coke. Une ignition anticipée des cendres donne des silicates de fer.

La teneur en cendres des charbons augmente en raison inverse de la grosseur des grains; le point de fusion des diverses fractions est différent. Les essais de laboratoire sur la manière dont se comportent les cendres en fusion permettent de déduire des conclusions concernant le chauffage.

II. Commerce et exploitation

Rapport No. 59: The Sale of Coal under Specification (Great Britain)
R. A. Burrows and N. Simpkin

L'auteur explique les directives générales de la vente du charbon d'après les prescriptions de fourniture. Les mines ne doivent plus s'opposer aujourd'hui au désir d'acheter du charbon d'après des normes qualitatives, de sorte que le prix correspond à la qualité de charbon. Les frais de prise d'échantillon et d'analyse sont minimes en comparaison des avantages d'un prix-courant variable. Les points principaux du contrat d'achat sont les accords sur la prise d'échantillon et sur l'analyse.

A côté du pouvoir calorifique, ce sont l'humidité et les cendres, en outre, pour des usages spéciaux, le pouvoir agglutinant, la teneur en soufre, en matières volatiles et le point de fusion des cendres qui entrent en ligne de compte pour l'estimation de la valeur.

La normalisation des catégories de charbon marchand et de la grosseur du grain forme la base, et l'on envisage une entente internationale sur ce point, ainsi que sur la méthode des prises d'échantillons et de l'examen du charbon.

Rapport No. 71: The Purchase and Sale of Coke to Specification (Great Britain)
E. C. Evans

Les règles de fourniture pour l'achat et la vente du coke de haut-fourneaux qui ont été convenues en 1924 dans une partie de l'Angleterre et entre les mines et l'industrie métallurgique, sont communiquées.

Rapport général

Combustibles solides, leur production, leur commerce et leur traitement

Prof. Dr.-Ing. P. Rosin

I. Extraction et préparation

Rapport No. 235: Mining Bituminous Coal by Stripping Methods (U. S. A.)
Scott Turner and Bureau of Mines Staff

En 1928, on a extrait à ciel ouvert aux États-Unis 18,2 millions de tonnes, ou 4% de la production américaine en charbon bitumineux, et 2,5 millions de tonnes, ou 3,2% de la production d'anthracite. Les méthodes de terrassement et d'extraction sont décrites. Les frais de déblaiement et d'extraction varient pour le charbon bitumineux, de 3,20 à 6,90 Mk par tonne, et pour l'anthracite, de 7,60 à 20,30 Mk par tonne. Des indications sont données sur le capital nécessaire. L'extraction à ciel ouvert est intéressante au point de vue économique, car elle ne donne qu'une faible perte d'extraction par rapport à l'exploitation souterraine. A cause de la mécanisation qui ne demande qu'une main-d'oeuvre réduite, ce procédé subit moins l'influence des problèmes de la main-d'oeuvre. Une question d'avenir est le redéfrichement du terrain remué.

Rapport No. 114: Die hydro-pneumatische Aufbereitung der Kohle (Japan)
Prof. T. Takakuwa

On appele séparation hydro-pneumatique le phénomène qui se produit quand l'air comprimé est introduit par en bas et par à-coups dans une couche de charbon et de roche immergée; il en résulte un certain classement. Un classement dit inverse se produit quand un courant d'eau horizontal soulève un gros bloc de charbon dans une couche épaisse de fin. La réunion des deux procédes élargit la limite de grosseur triable du charbon et de la roche dans le même appareil et permet une classification plus étendue.

L'extraction hydro-pneumatique (tables, machines à tasser, laveurs) réalise une bonne séparation et une économie d'espace et de matériaux de construction.

Rapport No. 361: Der Schmelzpunkt der Kohlen- und Koksasche (Schweden)
S. Qvarfort

On examine la cause de la formation de mâchefer dans le chauffage, d'après des essais effectués. On ne prévoit pas de grands avantages économiques par l'élévation du point de fusion des cendres par l'intermédiaire d'additions chimiques; par contre, de petites quantités de chaux l'abaissent déjà. Les cendres du coke ont un point de fusion moins élevé que celles du charbon initial; cela est dû à la réduction des oxydes de fer et à la fusion partielle durant la distillation. Lors de fusions répétées, le point de fusion des cendres diminue pour atteindre enfin une limite constante; il n'y a alors plus de différence entre le charbon et le coke. Une ignition anticipée des cendres donne des silicates de fer.

La teneur en cendres des charbons augmente en raison inverse de la grosseur des grains; le point de fusion des diverses fractions est différent. Les essais de laboratoire sur la manière dont se comportent les cendres en fusion permettent de déduire des conclusions concernant le chauffage.

II. Commerce et exploitation

Rapport No. 59: The Sale of Coal under Specification (Great Britain)
R. A. Burrows and N. Simpkin

L'auteur explique les directives générales de la vente du charbon d'après les prescriptions de fourniture. Les mines ne doivent plus s'opposer aujourd'hui au désir d'acheter du charbon d'après des normes qualitatives, de sorte que le prix correspond à la qualité de charbon. Les frais de prise d'échantillon et d'analyse sont minimes en comparaison des avantages d'un prix-courant variable. Les points principaux du contrat d'achat sont les accords sur la prise d'échantillon et sur l'analyse.

A côté du pouvoir calorifique, ce sont l'humidité et les cendres, en outre, pour des usages spéciaux, le pouvoir agglutinant, la teneur en soufre, en matières volatiles et le point de fusion des cendres qui entrent en ligne de compte pour l'estimation de la valeur.

La normalisation des catégories de charbon marchand et de la grosseur du grain forme la base, et l'on envisage une entente internationale sur ce point, ainsi que sur la méthode des prises d'échantillons et de l'examen du charbon.

Rapport No. 71: The Purchase and Sale of Coke to Specification (Great Britain)
E. C. Evans

Les règles de fourniture pour l'achat et la vente du coke de haut-fourneaux qui ont été convenues en 1924 dans une partie de l'Angleterre et entre les mines et l'industrie métallurgique, sont communiquées.

La valeur du coke est définie par la teneur en matières combustibles. On considère que le coke normal est défini par 19,99% de teneur en cendres+humidité. Pour chaque pour-cent en moins ou en plus, il y a prime ou amende. L'inconvénient principal de cette normalisation est que l'on ne tient pas compte des propriétés physiques. Trois comités s'occupant de l'étude du coke examinent de plus près la question de la détermination de sa valeur et une méthode d'essai a été élaborée pour déterminer sa résistance au choc résultant de la chute.

Rapport No. 231: Statistical Studies of Progress in Fuel Efficiency (U.S.A.)
F. G. Tryon and H. O. Rogers

Une comparaison entre la consommation du combustible et les avantages qu'on en a tirés montre le grand progrès réalisé dans l'économie de la chaleur. Ce progrès ne résulte pas seulement des nouvelles inventions, mais aussi de la somme de minimes améliorations et d'un usage plus généralisé de méthodes éprouvées. Les prix élevés des combustibles résultant de la guerre mondiale ont causé dans l'industrie charbonnière du monde entier une crise de ventes; ils ont provoqué chez les consommateurs des mesures d'économie et, comme conséquence la plus importante, ils ont ménagé les réserves mondiales de charbon.

III. Traitement, en particulier distillation à basse température.

Rapport No. 72: The Economics and Commercial Development of Low Temperature Carbonisation in Great Britain (Great Britain)
Dr. C. H. Lander

En opposition avec l'industrie du gaz et du coke, la distillation à basse température ne donne pas un produit principal défini, mais seulement des produits dont les prix dépendent des conditions variables du marché. C'est pourquoi la production des installations de distillation à basse température n'est pas lucrative à priori.

Néanmoins, la nécessité d'employer des combustibles sans fumée est, en Angleterre, un facteur favorisant de telles installations, alors que le goudron tiré par distillation n'est pas rémunérateur tant qu'il manque un procédé économique pour améliorer sa qualité. Mais les besoins en semi-coke en morceaux pour le chauffage domestique et pour la petite industrie sont aussi trop faibles pour une industrie de distillation à basse température de grande envergure.

Le rendement économique d'une industrie de ce genre avec le semi-coke comme produit principal n'est donc à peu près assuré que si le gaz obtenu donne un bénéfice. Le développement de la distillation à basse température en Angleterre dépend donc de la création du marché de semi-coke, qui serait favorisé par des prescriptions administratives pour la diminution de l'incommodité des fumées. La meilleure solution paraît être la réunion des installations de distillation à basse tem-

pérature à des usines à gaz, où la distribution du coke et du gaz se fait dans des conditions favorables. La réunion de la distillation à basse température à des centrales électriques n'est pas encore généralisée en Angleterre.

Après avoir renoncé à des calculs de rendement économique, à défaut de base, le rapport examine et critique les différents systèmes de distillation, et décrit au point de vue technique les procédés employés pour les grandes installations.

Rapport No. 111: Low Temperature Carbonization of Japanese Coal (Japan)
S. Yamaguchi

Au Japon, on fait des essais nombreux pour déterminer si l'on peut obtenir, par distillation à basse température, des combustibles utilisables pour moteurs.

Après des études de laboratoire, on s'est servi, pour les essais, d'un four rotatif Thyssen et de cornues verticales Davidson. Les résultats montrent qu'il est possible d'obtenir des huiles utilisables.

Rapport No. 399: Essais de distillation de charbon sous pression et en présence d'hydrogène (France)
Dr. H. Leroux

L'auteur communique les résultats de distillation de houille à la température de 650 à 950°, pour des pressions de 1 à 6 at. sans ou avec de l'hydrogène.

En élevant la température dans les limites indiquées ci-dessus, on double le rendement en gaz et son pouvoir calorifique monte de 12 à 20% de celui de la houille. En augmentant la pression, le rendement en gaz diminue, mais le pouvoir calorifique augmente par suite de la plus grande teneur en méthane. Avec l'hydrogène, il se produit une hydrogénation de gaz, dont l'effet optimum s'obtient à 750°. La quantité et la composition du goudron subissent peu l'influence de la pression et de la présence d'hydrogène.

Le rendement en ammoniaque augmente avec la température et la pression, particulièrement en présence de l'hydrogène.

Rapport No. 201: Methods for the Improvement of Semi-Coke (Poland)
Prof. Dr. W. Świętosławski

Trois procédés pour produire du combustible calibré avec du semi-coke poussiéreux de charbon non collant à une température de 380 à 440° et sous une pression de 200 à 400 atm. ont été essayés au aboratoire:

1. briquettes avec mélange de semi-coke et de charbon non collant ou un mélange de charbon collant et de charbon non collant;

quettes d'après 1° et cokéfaction répétée des briquettes pré-
à haute température.

. briquettes avec addition de brai et cokéfaction consécutive.

Rapport No. 200: L'agglutination de la houille et l'activation de sa surface pendant le procès de la formation du coke, considérées comme deux phénomènes inverses (Pologne)
Prof. Dr. W. Świętosławski

Les essais et les expériences dans les cokeries montrent que la cokéfaction de mélanges de charbon collant et non collant réussit d'autant moins que la surface des parties non collantes est plus active. Ceci provient de l'adsorption du gaz qui contrecarre le processus de liaison. Le pouvoir agglutinant peut mieux être utilisé si l'on forme les briquettes avec le mélange à la température de l'état plastique. Les mélanges de semi-coke avec du charbon collant s'y prêtent particulièrement bien; par l'augmentation du pouvoir agglutinant la proportion de charbon collant pour la fabrication du bon coke peut être sensiblement abaissée.

Développement

La mécanisation dans les mines de charbon augmente. Dans l'exploitation souterraine, ce sont des dragues, machines à charger et des transporteurs à bandes. Dans les exploitations à ciel ouvert, on emploie toujours plus d'excavateurs, de ponts transporteurs et de wagons de grande capacité.

Alors qu'en Allemagne l'exploitation à ciel ouvert a toujours été la base de l'extraction des lignites, ce procédé gagne aussi de l'importance en Amérique pour la houille.

Le grand problème de la préparation est l'enlèvement des cendres du charbon. On gaspille une quantité considérable d'argent et de main-d'oeuvre pour le transport des cendres, pour vaincre les difficultés occasionnées par les scories des foyers, pour le dépoussiérage et l'évacuation des cendres.

La teneur des combustibles en cendres et leur point de fusion limitent aujourd'hui le rendement des chaufferies. Des méthodes utilisables permettant de prévoir de quelle manière se comportera la fusion des cendres dans les chaufferies ont donc de l'importance.

Les tendances du problème du chauffage conduisent l'acheteur à économiser le combustible, à rechercher de plus en plus des catégories appropriées, ce qui donne lieu à des contrats de fourniture, dans lesquels le prix est établi en rapport avec la qualité. L'idée de la normalisation du charbon prend corps. Pour sa réalisation, des accords nationaux et internationaux sur la désignation des sortes et sur les méthodes de prises d'échantillon et d'analyse sont nécessaires.

Pour la cokéfaction on élargit le domaine des charbons cokéfiables par le traitement préalable et par le mélange des charbons, en améliorant la qualité du coke. Le semi-coke peut être employé comme dégraissant. Des temps de cuisson plus courts et un plus grand rendement des fours caractérisent le développement. La distillation à basse température retient l'attention des nations pauvres en huile, malgré plusieurs mécomptes économiques. Alors qu'en Allemagne le goudron est le principal sous-produit du lignite, les exploitants de la distillation de la houille à basse température retirent leur gain de la vente d'un combustible calibré sans fumée. Un marché ferme pour leur production manque encore. Le gaz ainsi produit doit retenir davantage l'attention et, à cause de cela, on envisage la réunion d'installations de distillation à basse température avec des usines à gaz, alors que pour le lignite c'est la réunion avec les centrales électriques qui assure l'écoulement du coke.

Propositions de discussion

1. Comment se comportent les frais d'enlèvement des cendres de la houille vis-à-vis des économies de frais de transport, d'un meilleur rendement thermique, de la supression des difficultés produites tant par les mâchefers que par les poussières et par l'enlèvement des cendres ?
2. Quelles sont les bases nécessaires en vue d'accords internationaux au sujet de la désignation des catégories, des prises d'échantillon et de l'analyse des charbons ?
3. Quels sont les avantages économiques que donne la réunion de la distillation à basse température avec des usines à gaz ou d'électricité ?

Diskussionsbericht

Feste Brennstoffe, Gewinnung, Handel und Verarbeitung

Prof. Dr.-Ing. P. Rosin

An der Diskussion nahmen folgende 11 Herren teil:

Billwiller, J., Dipl.-Ing., Karlsruhe, Erbprinzenstr. 4.
Enström, A., Prof., Dir. Akademie der Ingenieurwissenschaften, Stockholm 5.
Freund, M., Dr., Chem.-Ing., Budapest V, Vilmos császár ut. 74.
Glinz, K., Dr.-Ing., Prof., Technische Hochschule Berlin, Berlin-Dahlem, Im Dol 13.
Iyoku, T., Super Intend. of Coke oven, Yawata Seitetsujo, Yawata, Fukoukaken.
Lessing, R., Dr., Dir., The Clean Coal Co. Ltd., London SW 1, Medway House, Horseferry Road.
Nielsen, H., Cons. Chem.-Eng., Sensible Heat Distillation Ltd., London SW 1, York Mansion, Petty France.
Ramzin, L. K., Prof., Wärmetechn. Institut, Moskau 68.
Simpkin, N., Dir. of Research, Lancashire & Cheshire Coal Research Association, Manchester, College of Technology.
Wiessner, F., Dr.-Ing., Dr. jur., Reichskohlenrat, Berlin W 15, Ludwigskirchplatz 3.
Wirtz, Dr., Niederl. Reichsinstitut für Brennstoffökonomie, Utrecht.

I. Zu Diskussionsvorschlag 1 am Schluß des Generalberichtes Section 12, betreffend Wirtschaftlichkeit der Entaschung von Kohle durch Aufbereitung, sprachen 3 Redner:

Glinz-Deutschland stellte folgende Richtlinien hierüber auf:

1. Der Güteverbesserung der Kohle muß eine Erhöhung des Marktpreises entsprechen. Vorläufig werden die Kohlen hauptsächlich noch nach Stückgrößen und allgemeinem Verwendungszweck bezahlt, während die Niedrigkeit des Aschen- und Wassergehaltes noch nicht genügend bewertet wird. Erst wenn aufbereitete Kohle vom Verbraucher höher bezahlt wird, können die Zechen größere Kosten dafür aufwenden.
2. Der Charakter der Kohlenflöze ist sowohl nach Bergegehalt wie nach Art ihrer Verwachsung verschieden. Flöze mit niedrigem Aschengehalt können manchmal leichter entascht werden als solche mit hohem. Sie führen ferner sehr verschiedene Anteile an Glanz-, Matt- und Faserkohle, die eine verschiedene Verwertbarkeit bedingen. Daher müssen die Kohlen verschiedener Flöze u. U. einzeln geprüft und aufbereitet oder zu Verarbeitungsgruppen zusammengefaßt werden.

3. Keine Zeche soll Kohle aufbereiten, die sie im Selbstverbrauch verfeuern kann. Das gilt in erster Linie für die Mittelprodukte, für die vollkommene Feuerungseinrichtungen vorhanden sind.
4. Trockenaufbereitung ist erst bei Korngrößen unter 1 mm zweckmäßig, da deren Wasseraufnahme durch Kapillarwirkung groß ist. Ist solche Feinkohle naß aufbereitet, so lohnen sich insbesondere bei Kokskohle Trocknungsvorrichtungen, sei es mechanischer, sei es thermischer Art.

Lessing-England, betont die ungeheuren Kosten, die allein durch Aschenfracht der Wirtschaft entstehen. Es ist heute wirtschaftlich möglich, den natürlichen Staub der Kohle zu entfernen und aus der entstaubten Kohle einen Brennstoff von nur 1—3 % Asche mit Kosten herzustellen, die durch die Wertsteigerung mehr als ausgeglichen werden, selbst wenn der Verlust an aschereichen Rückständen in Betracht gezogen wird. Hierdurch wird eine ganz neue Brennstoffart geschaffen, bei der die Schlackenbildung, die Flugstaubplage, der Gehalt an schwefliger Säure in den Abgasen vermieden wird. Die allgemeine Anwendung dieses Grundsatzes ist von großer Einwirkung auf die Kohlenindustrie, die heute $^1/_4$—$^1/_3$ ihrer Erzeugung unter Selbstkosten verkaufen muß, nämlich gerade den Teil, der den höchsten Aschegehalt hat und besonders für die Aufbereitung geeignet ist; die aschereiche Fraktion kann auf dem eigenen Werk verfeuert werden. Die einzige wirtschaftliche Methode ist nach seiner Ansicht die heute in England geübte Aufbereitung durch einen Setzprozeß, nachdem der Staub durch ein Windsichtverfahren aus der Kohle entfernt ist.

II. Zu Diskussionsvorschlag 2 des Generalberichtes betreffend Grundlagen für internationale Vereinbarungen über Sortenbezeichnung, Probenahme und Analyse von Kohlen sprachen 5 Redner:

Wiessner-Deutschland hob hervor, daß jeder internationalen Vereinbarung eine Verständigung über die Gruppeneinteilung der Kohlenarten vorausgehen müsse. Eine solche Einteilung müsse einerseits einfach sein, die Bewertung der Kohlen sei aber andererseits von einer großen Anzahl Faktoren abhängig. Die wirtschaftliche Lage zwingt den Kohlenverbraucher zu einem genauen Bild über die geeignetsten Brennstoffe. Er schlägt folgende Gruppierung, die von dem deutschen Reichskohlenrat als zweckmäßigstes Schema dem Deutschen Nationalen Komitee der Weltkraftkonferenz genannt wurde, vor:

I. Hartkohlen (Hard Coals)	8000—8900 Kalorien
Anthrazit	
Eßkohlen (Semi-Anthrazit)	
Mager (maigre, lean)	
II. Weichkohlen (Bituminous-Soft)	unter 8000 Kalorien
Fett (bituminous, gras)	
Flamm (flame, flénus)	
Gas-Gasflamm (gas, gas-flame, gaz, gaz-flénus	

Zu der Angabe des Heizwertes muß noch der Gehalt an Wasser, flüchtigen Bestandteilen und Asche treten.

Enström-Schweden hebt die Wichtigkeit des Kohlenbezuges nach Normen besonders für Schweden hervor, das seinen ganzen Bedarf durch Einfuhr decken muß. Körnung und Feuchtigkeit, Asche und Heizwert seien zu garantieren. Von ausschlaggebender Bedeutung ist aber eine Vereinbarung über die Probenahme. Daher verfolge man mit großer Aufmerksamkeit die Arbeiten der British Standards Association zur Aufstellung von Richtlinien für die Probenahme von Ausfuhrkohle.

Simpkin-England sprach zu dem Bericht Nr. 71 über Koksverkauf nach Normen und erhob die Frage, ob die Feuchtigkeit in der Kokerei oder am Hochofen zu bestimmen sei, da sie im letzteren Fall geringer sei. Mit Rücksicht auf die Bedeutung des Schwefels im Koks sei es überraschend, daß bis jetzt keine Grenzen für den Schwefelgehalt gezogen seien. Auch er betonte, daß der Verkauf nach Normen auf der Analyse und Probenahme beruhe und daß die Probenahme um so schwieriger werde, je stückiger der Brennstoff sei.

Iyoku-Japan teilte im Gegensatz dazu mit, daß der Wassergehalt des Kokses in der Kokerei 1—1,5% höher sei als am Hochofen. Er fand ferner, daß zwischen den Ergebnissen der Trommelprobe bzw. Sturzfestigkeit und dem Ausbringen des Hochofens an Roheisen eine deutliche Beziehung besteht.

Wirtz-Holland sprach über den Unterschied zwischen Verbrennungswärme oder oberem und unterem Heizwert. Der Heizwert allein kann niemals für die Bewertung eines Brennstoffs ausreichen, sondern Backfähigkeit, Gehalt an Asche und deren Eigenschaften, flüchtige Bestandteile, Härte und Wassergehalt sind wichtig. Für thermische Berechnungen gibt er dem oberen Heizwert den Vorzug, weil man ihn unmittelbar bestimmen kann und er kein falsches Bild von der ausnützbaren Wärme gibt. Es sei wünschenswert, für Brennstoffe sowohl oberen wie unteren Heizwert anzugeben, die Wärmebilanz aber auf den oberen zu beziehen.

III. Zu Diskussionsvorschlag 3 betreffend Schwelung sprachen 3 Redner:

Freund-Ungarn verglich die in Bericht 111 geschilderte japanische Shimbara-Schwelkohle mit der eocänen Kohle von Tatabanya, deren Elementar- und Schwelanalysen gut übereinstimmen. Da der Urteer der ungarischen Kohle schon lange aufgearbeitet wird, können die Erfahrungen wahrscheinlich auf den japanischen Teer übertragen werden.

Nielsen-England schilderte den Wettbewerb zwischen Öl und Kohle. Der erste Schritt sei, an Transportkosten durch Aufbereitung zu sparen, dann müsse die Kohle in großen Einheiten mit niedrigen Betriebs- und Anlagekosten geschwelt werden, um Gas für Fernversorgung, Öle und rauchlose Brennstoffe zu gewinnen.

Ramzin-Rußland beleuchtete die Frage der Schwelung vom Standpunkt der Sowjetunion aus. In Rußland steht Schwelteer im Wettbewerb mit Erdöl. Bei einer Teerausbeute von 10% aus Kohle ist in Moskau der Teer etwa 4 mal so teuer wie das Öl. Die Kapitalanlage beträgt das Dreifache der für Gewinnung und Transport von Erdöl. Erst bei einer Teerausbeute von 40% beginne die Wirtschaftlichkeit. Daher komme die Schwelung nur bei so hohen Ausbeuten und in großer Entfernung vom Erdöl in Frage. Diese Vorbedingungen sind gegeben bei einigen sibirischen Lagerstätten, z. B. bei den Tomsker Sapropeliten und der Irkutsker Bogheadkohle. Sinnentsprechendes gelte auch für die Verflüssigung und die Synthese. Anlage und Betriebskosten all dieser Verfahren müßten also stark gesenkt werden, um der Schwelerei größere Verbreitung zu ermöglichen.

Billwiller-Deutschland erwähnt seine umfangreichen Versuche zur künstlichen Herstellung von Torf, Braunkohle, Steinkohle und Anthrazit und zur Verflüssigung von Kohlen, Forschungen, die viele unbekannte Einzelheiten der Kohlengeologie aufgeklärt hätten.

Gesamtergebnis der Diskussion

Die Veredelung der Kohle durch aufbereitende Entaschung ist erstrebenswert, wird aber erst dann wirtschaftlich möglich, wenn für die ascheärmen Produkte auch entsprechend höhere Preise gezahlt werden.

In dieser Hinsicht setzt die Aufbereitung den Verkauf der Kohle nach Liefervorschriften voraus, die neben dem Heizwert auch den Gehalt an Asche, Wasser, flüchtigen Bestandteilen und anderen Eigenschaften, die für die besonderen Verwendungszwecke von Belang sind, festlegen. Die Zweckmäßigkeit internationaler Verständigung über die Bewertung von Kohle wurde hervorgehoben. Vorbedingung hierfür sind aber zunächst einwandfreie und gleichartige Methoden für Probenahme und Analyse.

Die Aussprache über Schwelung befaßte sich nicht mit der Kupplung von Schwelanlagen mit Gas- und Elektrizitätswerken, wie der Generalbericht angeregt hatte. Der Eindruck ist, daß auf der einen Seite Anlage- und Selbstkosten der Schwelung so hoch, und auf der anderen Seite die Preise der Schwelprodukte im Wettbewerb mit Erdöl so niedrig sind, daß eine Wirtschaftlichkeit auch in ölarmen Ländern nur unter besonders günstigen Bedingungen in Frage kommt.

Result of Discussion

The refining of coal by preparatory de-ashing is well worth attempting, but will only be commercially possible if correspondingly higher prices are paid for products poor in ash.

In this respect dressing starts from the assumption that the coal is sold according to certain delivery terms which determine not only the heating value but also the contents of ash, water, volatiles and other properties which are important for the special uses to which the coal is to be put. The practicability of international agreement on the valuation of coal is mentioned. Before this can be done, however, there must be first infallible and uniform methods of sampling and analysis.

The discussion on low temperature carbonisation did not deal with the interconnection of low temperature carbonisation plants with gas and electricity works, as the General Report had suggested. The impression was that, on the one hand, first cost and production costs of low temperature carbonisation products are so high and, on the other hand, the prices of the low temperature carbonisation products in competition with petroleum so low, that a commercial profit even in countries poor in petroleum can only be obtained under particularly favorable conditions.

Résultat de la discussion

L'affinage du charbon par enlèvement des cendres par le procédé de séparation est digne d'efforts, mais il ne sera économiquement possible que quand on paiera pour les produits pauvres en cendres des prix proportionnellement plus élevés.

Dans cet ordre d'idées, la séparation fait présumer la vente du charbon d'après des prescriptions de fourniture qui, à côté de la puissance calorifique, établissent aussi la teneur en cendres, en eau, en matières volatiles et les autres propriétés qui sont d'importance pour les divers buts d'utilisation. L'opportunité d'une entente internationale sur l'estimation des charbons a été mise en relief. Mais des méthodes parfaites et uniformes des prises d'échantillons et de l'analyse des charbons en sont la condition préalable.

La discussion sur la distillation à basse température n'a pas porté sur la réunion de la distillation à basse température à des usines à gaz et des centrales électriques, comme le rapport général l'avait proposé. On a l'impression que, d'une part, les frais d'établissement et le prix de revient de la distillation à basse température sont si élevés et, d'autre part, que les prix des produits obtenus sont, en concurrence avec le pétrole, si bas qu'un rendement économique ne peut venir en ligne de compte que si les conditions sont tout particulièrement bonnes, même dans les pays pauvres en pétrole.

3624

H. S. Hermann G. m. b. H., Berlin SW 19